

Vysoká škola báňská - Technická univerzita Ostrava
17. listopadu 15/2172 Ostrava-Poruba
Hornicko-geologická fakulta
Katedra hornického inženýrství a bezpečnosti



**Omezení produkce skalního písku při zachování nízkého podílu
nadrozměrných kusů v rubanině pomocí řízených trhacích prací**

Disertační práce

Autor: Ing. Jan Donocik
Školitel: Doc. Ing. Milan Mikoláš, Ph.D.
Studijní program: Hornictví
Obor: Hornictví a hornická geomechanika

Ostrava 2018

Anotace

Cílem této disertační práce s názvem: „Omezení produkce skalního písku při zachování nízkého podílu nadrozměrných kusů v rubanině pomocí řízených trhacích prací“ bylo navržení optimálního postupu realizace trhacích prací v kamenolomu Luleč, a tím snížit produkci skalního písku v rozvalu se zachováním nízkého podílu nadrozměrného kamene.

Práce měla za úkol navrhnout a vyhodnotit varianty realizace trhacích prací v kamenolomu Luleč.

Disertační práce prezentuje znalosti nabyté v rámci projektu Institut čistých technologií těžby a užití energetických surovin - Projekt udržitelnosti. Identifikační kód: LO1406. Projekt je podporován Národním programem udržitelnosti financovaném ze státního rozpočtu ČR.

Klíčová slova: kamenolom, produkce, rubanina, skalní písek, trhací práce

Abstract

The aim of this dissertation thesis, entitled: „Limiting rock sand production while maintaining a low proportion of oversize recs in pile a through controlled blasting“ was to design optimal procedure the realization of casting in quarry Luleč and lifting rock sand production in dump while maintaining a low production of oversized.

The aim of the thesis was to design and evaluate the variants of blasting in the quarry Luleč.

Dissertation Work presents knowledge gained within project Institute of clean technologies for mining and utilization of raw materials for energy use - Sustainability program. Identification code: LO1406. Project is supported by the National Programme for Sustainability I (2013–2020) financed by the state budget of the Czech Republic.

Keywords: quarry, production, pile, rock sand, blasting

Motivace

Motivací k vytvoření této disertační práce byla snaha omezení produkce skalního písku při zachování nízkého podílu nadrozměrných kusů v rubanině pomocí řízených trhacích prací. Hlavním cílem této disertační práce bylo navržení optimálního postupu realizace trhacích prací v kamenolomu Luleč, a tím snížit produkci skalního písku v rozvalu se zachováním nízkého podílu nadrozměrného kamene.

Napsání a vytvoření disertační práce předpokládá nejen samostatnou práci jejího autora, ale také pomoc a podporu školitele, kolegů z katedry, lidí z oboru a samozřejmě také podporu rodiny.

Tato disertační práce by nemohla vzniknout bez rad, připomínek a námětů mého školitele Doc. Ing. Milana Mikoláše, Ph.D. a bez odborných znalostí a cenných dat pracovníků společnosti Austin Detonator, s. r. o.

Těmto všem patří mé poděkování.

Čestné prohlášení a souhlas s publikováním

„Prohlašuji, že jsem celou disertační práci vypracoval samostatně, podle pokynů školitele, s použitím uvedené literatury, v souladu se směrnicí děkana HGF SME 10 001/2010 disertační práce a autoreferát a v souladu se Studijním a zkušebním řádem pro studium v doktorských studijních programech Vysoké školy báňské – Technické univerzity Ostrava.

V souladu s §47a zákona č.111/1998 Sb., o vysokých školách a o změně a doplnění dalších zákonů souhlasím s publikováním textu své práce na webové stránce HGF VŠB – TU Ostrava.“

OBSAH

1.	ÚVOD	1
1.1.	Cíle disertační práce.....	1
1.2.	Metodika práce	2
2.	KAMENOLOM LULEČ	3
2.1.	Stručný popis kamenolomu Luleč	3
2.2.	Geologie ložiska	4
3.	OPTIMÁLNÍ FRAGMENTACE ROZVALU V KAMENOLOMU	6
4.	MECHANISMUS ROZPOJOVÁNÍ MATERIÁLŮ VÝBUchem	9
5.	Stanovení zóny tříštění.....	11
5.1.	Výpočet pásma tříštění.....	11
5.2.	Příklad dostupných výpočtových modelů pro odhad poloměru tříštění r_c	12
5.2.1.	Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Il'yushin a Vovk.....	12
5.2.2.	Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Szuladzinskiho.....	13
5.2.3.	Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Djordjevice	13
5.2.4.	Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Kanchibotla.....	14
5.2.5.	Nově navržený model výpočtu poloměru tříštění	14
5.2.5.1.	Průběh experimentálních prací	15
5.2.5.2.	Srovnávací a kontrolní výpočet PT dle modelu Szuladzinski	20
6.	SOUČASNÝ STAV METODIKY REALIZACE TRHACÍCH PRACÍ V KAMENOLOMU LULEČ	22
6.1.	O společnosti Austin powder	22
6.2.	Záměra lomové stěny	26
6.3.	Projektování odstřelu	27
6.3.1.	Vrtné práce.....	29
6.4.	Nabíjení.....	31

6.5.	Používané trhaviny.....	33
6.6.	Používané rozněcovadla.....	35
6.6.1.	Neelektrické rozbušky.....	35
6.6.2.	Elektronické rozbušky.....	37
6.7.	Teoretický výpočet parametrů vrtné sítě.....	38
6.8.	Parametry realizovaných clonových odstřelů v kamenolomu Luleč	40
7.	VÝPOČET MNOŽSTVÍ SKALNÍHO PÍSKU V ROZVALU VZHLEDEM K SOUČASNÉ METODICE TP.....	42
7.1.	Výpočet počtu potřebných vývrtů k rozpojení masivu.	42
7.2.	Výpočet množství skalního písku	44
8.	NÁVRH NOVÉ METODIKY TRHACÍCH PRACÍ PRO KAMENOLOM LULEČ.....	48
8.1.	Grafická analýza zrnitostní křivky rozvalu varianta 1. Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm	50
8.2.	Grafická analýza zrnitostní křivky rozvalu varianta 2. Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm.....	52
8.3.	Grafická analýza zrnitostní křivky rozvalu varianta 3. Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm.....	54
9.	VÝPOČET MNOŽSTVÍ SKALNÍHO PÍSKU V ROZVALU VZHLEDEM K NOVÉ METODICE TP.....	56
9.1.	Varianta 1 (trhavina Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm pro rozteče vývrtu 3,3 m x 3,3 m).....	56
9.2.	Varianta 2 (trhavina Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm pro rozteče vývrtu 4,2 m x 4,2 m).....	60
9.3.	Varianta 2 (trhavina Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm pro rozteče vývrtu 4 m x 4 m).....	64
10.	EKONOMICKÉ VYHODNOCENÍ	68
10.1.	Ekonomické vyhodnocení současné metodiky TP v KL za použití trhaviny Austinit5.....	69

10.2.	Ekonomické vyhodnocení varianty 1 trhaviny Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm a roztečí vývrtů 3,3 m x 3,3 m	72
10.3.	Ekonomické vyhodnocení varianty 2 trhaviny Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm a roztečí vývrtů 4,2 m x 4,2 m	75
10.4.	Ekonomické vyhodnocení varianty 3 trhaviny Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm a roztečí vývrtů 4 m x 4 m	78
10.5.	Srovnání variant	81
11.	ZÁVĚR	82
	PUBLIKACE AUTORA	84
	SEZNAM POUŽITÉ LITERATURY	85
	SEZNAM PŘÍLOH	856

SEZNAM OBRÁZKŮ

Obrázek č. 1: Kamenolom Luleč [5]	3
Obrázek č. 2: Schematické znázornění pásem rozrušování materiálu [8]	10
Obrázek č. 3: Poloměr pásma tříštění [8]	12
Obrázek č. 4: Příprava vzorků betonových bloků [5]	15
Obrázek č. 5: Areál společnosti Austin Detonator, Vsetín [5]	23
Obrázek č. 6: Provozovna Manerov Austin Powder Service CZ, s. r. o. [Zdroj: vlastní] ...	25
Obrázek č. 7: Proces zaměření lomové stěny [zdroj: vlastní]	26
Obrázek č. 8: Modulační program Quarry 6 [Zdroj: vlastní]	28
Obrázek č. 9: Vrtací souprava SmartROC T45 [Zdroj: vlastní]	30
Obrázek č. 10: Vývrt v kamenolomu Luleč [Zdroj: vlastní]	30
Obrázek č. 11: Schéma konstrukce nálože ve vývrtu [Zdroj: vlastní]	31
Obrázek č. 12: Nabíjecí vůz pro sypkou trhavinu [Zdroj: vlastní]	32
Obrázek č. 13: Nabíjecí vůz pro emulzní trhavinu [Zdroj: vlastní]	32
Obrázek č. 14: Austrogel P1 [5]	33
Obrázek č. 15: APB Booster 500 [5]	33
Obrázek č. 16: Emulex 1 [Zdroj: vlastní]	34
Obrázek č. 17: Austinit 5 [Zdroj: vlastní]	34
Obrázek č. 18: Hydromite 70 [Zdroj: vlastní]	35
Obrázek č. 19: Shockstar surface [Zdroj: vlastní]	36
Obrázek č. 20: Rozbuška Indetshock ms 25/50 [Zdroj: vlastní]	37
Obrázek č. 21: Elektronická rozbuška [Zdroj: vlastní]	38
Obrázek č. 22: Schéma clonového odstřelu v řezu [5]	39
Obrázek č. 23: Schéma clonového odstřelu – nárys [5]	39
Obrázek č. 24: Ilustrační obrázek clonového odstřelu [5]	41

Obrázek č. 25: Skalní masiv [Zdroj: vlastní].....	42
Obrázek č. 26: Distribuce energie detonovaných náloží CO ve skalním masivu [Zdroj: vlastní]	44
Obrázek č. 27: Oblast tříštění v okolí vývrtu [Zdroj: vlastní]	45
Obrázek č. 28: Skalní masiv [Zdroj: vlastní].....	56
Obrázek č. 29: Skalní masiv [Zdroj:vlastní].....	60
Obrázek č. 30: Skalní masiv [Zdroj: vlastní].....	64
Obrázek č. 31: Schéma nabíjení vývrtu [Zdroj: vlastní]	68

SEZNAM TABULEK

Tabulka č. 1 Pevnostní vlastnosti betonu	16
Tabulka č. 2 Popis vlastností průmyslových trhavin [6]	17
Tabulka č. 3 Parametry náloží použitých pro zkoušku ve vývrtu [6].....	17
Tabulka č. 4 Výsledky výpočtu poloměru pásma tříštění	19
Tabulka č. 5 Hodnoty poloměru pásma tříštění pro moravskou drobu v KL [6]	20
Tabulka č. 6 Výsledky srovnávacího výpočtu PT dle modelu Szuladzinski.....	21
Tabulka č. 7 Technické parametry realizovaných CO v kamenolomu Luleč [6].....	40
Tabulka č. 8: Srovnání cen za rozpojenou tunu ve vztahu k množství SK	81

SEZNAM GRAFŮ

Graf č. 1 Výsledky experimentální práce	18
Graf č. 2 Zrnitostní křivka varianty 1 [6]	50
Graf č. 3 Austinit 5, 102 mm, 3,5 m x 3,5 m [6]	51
Graf č. 4 Austinit 5, 95 mm, 3,3 m x 3,3 m [6]	51
Graf č. 5 Zrnitostní křivka varianty 2 [6]	52
Graf č. 6 Austinit 5, 102 mm, 3,5 m x 3,5 m [6]	53
Graf č. 7 Hydromite 70, 102 mm, 4,2 m x 4,2 m [6]	53
Graf č. 8 Zrnitostní křivka varianty 3 [6]	54
Graf č. 9 Austinit 5, 102 mm, 3,5 m x 3,5 m [6]	55
Graf č. 10 Hydromite 70, 95 mm, 4 m x 4 m [6]	55

SEZNAM POUŽITÝCH ZKRATEK

CO – clonový odstřel

FR – fragmentace

KL – kamenolom Luleč

PT – pásmo tříštění

RO – rozval

SK – skalní písek

TP – trhací práce

TVO – technický vedoucí odstřelu

1. ÚVOD

Trhací práce jsou v současnosti nejrozšířenějším a nejekonomičtějším způsobem rozpojování hornin v povrchové těžbě. Těžařům zajišťují efektivní rozpojení skalního masivu a umožňují provádět hornickou činnost soudržných hornin tak, jak ji dnes známe.

Než se však trhací práce dostaly na dnešní úroveň, prošly od starověku dlouhým vývojem. Počátky hornické činnosti můžeme datovat již od doby kamenné, kde se z vydobytých materiálů začal vyrábět stavební materiál a jednoduché nástroje. Avšak manuální rozpojování kamene, byť pomocí ručních nástrojů, je velmi zdoluhavá a namáhavá činnost. Proto pozdější vynález trhacích prací byl jedním z nejvýznamnějších pokroků v oblasti hornické činnosti. Historie trhacích prací je charakterizována dvěma důležitými daty. První z nich je 17. století, kdy se k trhacím pracím začal používat střelný prach. Druhým významným milníkem byl vynález dynamitu v druhé polovině 19. století. Díky těmto dvěma objevům se trhací práce mohly rozvinout do podoby, jak je známe nyní.

Z hlediska současného rozvoje stavebního průmyslu je poptávka po vysoce kvalitativních stavebních materiálech stále větší. V souvislosti s těmito aspekty je nezbytné flexibilně reagovat na požadavky trhu a zároveň udržovat hospodárné a odborné vydobyví ložiska, v čemž nám investice do rozvoje trhacích prací může zajistit významnou podporu.

1.1. Cíle disertační práce

Cílem mé disertační práce – „Omezení produkce skalního písku při zachování nízkého podílu nadrozměrných kusů v rubanině pomocí řízených trhacích prací“ je navržení optimálního postupu realizace trhacích prací v kamenolomu Luleč, a tím snížit produkci skalního písku v rozvalu se zachováním nízkého podílu nadrozměrného kamene.

Dílčí cíle této disertační práce:

- rozbor teorie mechanismu vzniku skalního písku při realizaci trhacích prací,
- návrh metody teoretického výpočtu objemů skalního písku v rozvalu,
- výpočet objemů skalního písku v rozvalu po realizaci TP dosavadní metodikou,
- návrh nové metodiky TP s využitím simulace předpokládaného výsledku TP v počítavém modelu QUD,
- výpočet objemů skalního písku v rozvalu po realizaci TP novou metodikou,
- výsledkové a ekonomické porovnání stávající metodiky a nově navržené metodiky.

Individuální cíle mé disertační práce:

- optimalizace stávajících výsledků TP,
- zvýšení hospodárnosti využití ložiska,
- ekonomická úspora nákladů spojených s realizací TP,
- možnost aplikace nově navržené metodiky TP i v jiných kamenolomech.

1.2. Metodika práce

První fází bylo analyzování teorie působení výbuchu v horninovém prostředí, abychom se lépe seznámili s tím co je hlavní příčinou vzniku skalního písku při realizaci TP v lomech. Již dnes známá teorie působení výbuchu na okolní prostředí uvádí, že největší podíl SK vzniká v oblasti takzvané zóny tříštění, která vzniká po detonaci v bezprostředním okolí nálože.

Následujícím krokem byl výpočet velikosti zóny tříštění. Výpočet zóny tříštění je velmi složitý a jeho přesnost byla odvozena od volby vhodné výpočtové metody. Rozpojování hornin výbuchem je značně složitý mechanismus, který je ovlivněn mnoha proměnnými, z nichž nejzásadnější jsou fyzikálně mechanické vlastnosti horninového prostředí, výbuchové parametry použitých trhavin a průměr vývrtové nálože.

Po výpočtu velikosti zóny tříštění pro kamenolom Luleč, která byla definována jako poloměr o velikosti „r“ v okolí vývrtové nálože, jsem vypočítal předpokládaný objem skalního písku v rozvalu s využitím známých projekčních parametrů clonových odstřelů realizovaných dosavadní metodikou TP.

Následujícím krokem byla optimalizace stávající metodiky TP v kamenolomu Luleč, která spočívá v návrhu nových parametrů clonových odstřelů, včetně volby vhodné trhavin s cílem snížit množství skalního písku v rozvalu. Pro volbu a praktické ověření funkčnosti nově navržených parametrů CO jsem využil počítačový modelační program QID společnosti Austin Powder Detonator, a. s., který slouží k simulaci detonace CO a predikaci dosažených výsledků.

Dále jsem vypočítal předpokládaný objem skalního písku v rozvalu, ale již po optimalizaci stávající metodiky TP.

Výsledky současně používané metodiky TP a nově navržené metodiky TP v kamenolomu Luleč byly mezi sebou porovnány a vyhodnoceny i po stránce ekonomiky nákladů potřebných k realizaci TP.

2. KAMENOLOM LULEČ

2.1. Stručný popis kamenolomu Luleč

Kamenolom Luleč se nachází v Jihomoravském kraji v okrese města Vyškov a rozprostírá se mezi obcemi Drnovice a Luleč.

Kamenolom byl založen v roce 1919, kdy zde probíhala hrubá kamenická výroba. Postupem času kamenická výroba ustoupila výrobě štěrkových drtí a drceného kameniva.

V současnosti je kamenolom Luleč stěno-jámový lom, který má 5 etáží. V kamenolomu se nacházejí různé horniny, s nejčastějším výskytem moravské droby a slepence. K dobývání hornin se zde provádějí clonové odstřely. K odtěžení se využívá pásové rýpadlo a kolový nakladač a rozrušený materiál se odváží pomocí automobilové dopravy.

Současná roční těžba se pohybuje od 650 000 až do 1 000 000 tun za rok a objemová hmotnost je $2,63 \text{ kg/m}^3$. [2]



Obrázek č. 1: Kamenolom Luleč [5]

2.2. Geologie ložiska

Geomorfologicky patří ložisko Luleč k jižnímu okraji Drahanské vrchoviny, vybudované mladopaleozoickými horninami v bezprostřední blízkosti karpatské čelní předhlubně, vyplněné neogenními a kvartérními sedimenty. Terén ložiska se zvedá z nadmořské výšky 295 m n. m. do asi 379 m n. m.

Stratigrafické podloží ložiska je tvořeno devonskými vápenci a vápencovými brekciemi s vložkami břidlic. Na ty nasedá souvrství kulmských břidlic s polohami drob, které směrem do nadloží převládají. Ve svém vývoji se nepravidelně střídají s vrstvami slepenců s drobovým tmelem.

Technologicky nejkvalitnější horninou jsou droby. Jedná se o makroskopicky šedé horniny s modravým nádechem, které jsou velmi tvrdé a pevné. Méně čerstvé polohy jsou matné s odstínem do zelena nebo do hněda. Droby jsou homogenní, středně zrnité, mají všesměrnou texturu a nerovnoměrně úlomkovitou strukturu. Z petrografického hlediska jsou droby složeny z úlomků pestré škály vyvřelých, metamorfovaných a starších sedimentárních hornin – magmaty, žuloruly, křemeny, ruly, granulity, droby a pískovce.

Nejrozšířenější horninou ložiska jsou polymiktní slepence s drobovým tmelem. Jsou silně variabilní co do velikosti, méně co do složení valounového materiálu. Téměř dokonale opracované valouny stejného petrografického složení jako droby, tvoří průměrně 73,6 % objemu slepenců. Velikost valounů kolísá od 0,5 cm do místy až několika dm. Nejčastěji jsou zastoupeny valouny od 2 do 10 cm. V průměru 26,4 % objemu slepenců tvoří jejich pojivo. Pojivo má všesměrnou strukturu, polymiktní charakter, variabilní charakter, variabilní složení a zrnitost. Představují ho v podstatě sedimenty velmi podobné drobovému komplexu.

Grafitoidní břidlice a aleurity tvoří přirozenou hranici těžených zásob. Nacházíme je převážně v nadloží drobového souvrství. Vlastní drobové souvrství je představováno pestrým střídáním čtyř základních hornin, přičemž převažují droby a slepence. Celková pravá mocnost dnes těženého drobového souvrství se pohybuje okolo 90 m. Bazálním členem sedimentačního cyklu jsou středně až hrubozrnné slepence, místy balvanité, s charakteristickou rozpadavostí tmelu. Celková pravá mocnost bazálních slepenců je 50–55 m. Při rozfárání spodních partií lomu se bude jejich podíl v těžené surovině zvyšovat.

Lokalita Luleč se nachází v hydrogeologickém rajónu moravsko-slezské oblasti. Litologické rozdíly v propustnosti hornin se prakticky neprojevují (jedná se o puklinovou propustnost). Tektonické poruchy jsou zatěsněny rozmělněnou a málo propustnou drtí. Jen v místech velkých zlomových pásem je propustnost větší a tato pásma stahují vodu z velké okolní plochy. Režim proudění podzemní vody je závislý na vodních srážkách.

Průměrná teplota:

- lednová - 2,5 °C
- červencová +18,0 °C
- roční + 8,0 °C

Průměrné srážky:

- od 30 do 80 mm za měsíc
- roční 600 mm

Počet dnů se sněhovou pokrývkou 55.

Celé území náleží do povodí rostěnického potoka, do něhož ústí bezejmenná vodoteč pramenící jižně od ložiska.

Srážková voda prosakuje skalními puklinami až k ustálené hladině spodní vody. Hladina vody přitom kolísá v závislosti na dešťových srážkách a propustnosti hornin. Rozmezí kolísání vodní hladiny je mezi 2–12 m. V současné době je dno lomu výš, než se nachází ustálená hladina spodní vody. Účinkem TP byla propustnost hornin na dně lomu zřejmě lokálně zvýšena. [2]

3. OPTIMÁLNÍ FRAGMENTACE ROZVALU V KAMENOLOMU

Optimální fragmentace rozvalu nebo velikost kamene je subjektivní záležitostí a závisí na konečném použití těženého kamene.

Fragmentace také závisí na typu a velikosti zařízení, které se používá pro následnou těžbu, nakládku a zpracování kamene. Pokud kamenolom používá dostatečně velkou těžební techniku, nákladní auta a drtiče, může si teoreticky dovolit pracovat s větší velikostí kamene, ale ve většině případů je to mylná představa. Velká velikost zařízení je určena ke zpracování velkého množství těžené rubaniny, nikoliv ke zpracování velké velikosti kamene. Při nadměrné velikosti fragmentace v rozvalu dochází k velkému opotřebení těžebních a dopravních strojů včetně úpravárenské technologie jako jsou drtiče a jejich drtící plochy.

Je známo, že pokud se odstřelem nedocílí vhodné fragmentace, je pro následné zpracování rubaniny z rozvalu nutné použít druhotné rozpojování nadrozměrných kusů kamene pomocí hydraulických kladiv. Rubanina z rozvalu s nevhodnou fragmentací je pro těžební mechanizmy obtížněji těžitelná, při nakládce klade větší odpor a dochází k většímu opotřebení těžební techniky včetně nárůstu spotřeby pohonných hmot, nebo elektrické energie nutné pro provoz těžby. Velikost těženého kamene velmi ovlivňuje také výkon úpravárenské linky, zejména se jedná o výkon primárního drtiče včetně spotřeby provozní elektrické energie. Je tedy zřejmé, že čím je velikost kamene v rozvalu nižší, tím vzroste i výkon primárního drtiče. Což významně zvyšuje výrobu kamenolomu.

Jinými slovy investice do kvalitně provedených trhacích prací se rozhodně vyplatí, protože náklady na zpracování obtížně těžitelného rozvalu se zvýšenou velikostí fragmentace mnohonásobně převyšují náklady na realizaci kvalitního odstřelu a zpomalují výrobu drceného kameniva.

Otázkou tedy je, proč pomocí trhacích prací nerozstřelíme masiv kamene na tak malou fragmentaci, kterou by již nebylo nutné na primárním drtiči tolik drtit a ušetřit tím výrobní náklady a zároveň zvýšit výkon výrobní linky? Tato otázka se týká samotné podstaty této disertační práce. Abych na ní dokázal odpovědět, bylo nutné zaměřit se na to, co se v kamenolomech z drceného kameniva vyrábí. Z drceného kameniva se v kamenolomech vyrábí šterkové drtě, které se dle velikosti kamene rozdělují na různé frakce.

Každá z uvedených frakcí má své využití ve stavebním průmyslu. Největší frakce jako jsou 200–1000 mm se používají na zpevnění svahu zemin, koryt vodních toků. Frakce 90–200 mm se používá jako stavební kámen na stavbu zdí nebo základů budov. Frakce 63–90 mm se dnes vyrábí jen ojediněle a používá se do základů budov. Frakce 32–63 mm je typická frakce pro drážní štěrk, používá se pro stavbu koridorů železniční dopravy. Frakce 16–32 mm se používá jako kamenivo pro výrobu cementových betonů. Frakce 8–16 mm se používá jako kamenivo pro výrobu cementových betonů. Frakce 4–8 mm se používá jako kamenivo pro výrobu asfaltových betonů, jako kamenivo pro výrobu cementových betonů a jako kamenivo pro podloží venkovní dlažby. Frakce 0–63 mm se používá na podsypy pro vytvoření pevného zhutněného podloží, které je základem pro výstavbu většiny budov a inženýrských staveb jako jsou dálnice a cesty. Frakce 0–4 mm skalní písek se využívá jako zásypový materiál pro výkopové rýhy, ve kterých je umístěno potrubí nebo kabely. Dále jako příměs do cementových a asfaltových betonů.

Z uvedených frakcí má ve stavebnictví nejmenší uplatnění frakce 0–4 mm skalní písek. Je totiž často nahrazována křemičitým pískem, který je pískem těženým a vznikl přírodními horninotvornými procesy. Křemičitý písek je svým chemickým složením a pravidelným tvarem zrna vhodnější pro stavební průmysl. Problém skalního písku je nejen v nízkém využití ve stavebním průmyslu, ale také v tom, že při výrobě drceného kameniva vzniká skalního písku ze všech uvedených frakcí nejvíce (cca až 30 % celkové výroby drceného kameniva). A to proto, že skalní písek je vytvářen drcením kamene ve všech stupních výrobního procesu. Nejprve při realizaci odstřelu skalního masivu, pak při prvním stupni drcení na čelistovém drtiči, při druhém stupni drcení na čelistovém nebo kuželovém drtiči a někdy i na třetím stupni drcení kuželovém nebo odrazovém drtiči.

Nadměrná produkce skalního písku v kombinaci s jeho nízkým uplatněním ve stavebnictví způsobuje, že je ho v kamenolomech vyrobeno více, než se prodá. Což má za následek nutnost vytváření dlouhodobých skládek pro skalní písek, a to vyžaduje tvorbu stále nových skládkových ploch, kterých je mnohdy v kamenolomu nedostatek.

Další problém s nadměrnou výrobou skalního písku je spojen s provozními náklady. Představte si, že vyrábíte produkt, který není možné v dostatečném množství prodat nebo smíchat s frakcemi 0–32 mm a 0–63 mm. Pak jste nuceni ho vyvážet automobilovou dopravou na skládku, přičemž náklady na přepravu dosahují nemalých částek. Je potřeba také vzít v úvahu využitelnost ložiska, a to zpravidla výhradního ložiska

nevyhrazených nerostů, tzn. čím více se vyrobí nepotřebného skalního písku, tím se snižuje účelné využití zásob ložiska.

V rámci problematiky nadměrné výroby skalního písku, je logická snaha těžebních společností omezit výrobu skalního písku na co nejnižší mez.

Vrátím se tedy k otázce proč pomocí trhacích prací nerozstřelíme masiv kamene na tak malou fragmentaci, kterou by již nebylo nutné na primárním drtiči téměř drtit a ušetřit tím výrobní náklady a zároveň zvýšit výkon provozu?

Z hlediska provozního se tato varianta zdá být dobrým řešením, ale z výrobního hlediska by se již při odstřelu skalního masivu vyrobilo mnohem větší množství skalního písku, než při podrcení na primárním drtiči, což je z pohledu výrobního nepřijatelné.

Dobrá fragmentace rozvalu je tedy optimální velikost kamene, která je kompromisem mezi tím, jak snadno a rychle vyrábím a tím co vyrábím. V mé práci se zaměřuji na omezení produkce skalního písku za předpokladu zachování dobré fragmentace rozvalu pro provoz. [1, 6, 8]

4. MECHANISMUS ROZPOJOVÁNÍ MATERIÁLŮ VÝBUCHEM

Proces rozpojování materiálů pomocí výbušnin je značně složitý a dodnes je popsán pouze teoreticky. Při výbušné přeměně výbušniny dochází ke stlačování a pohybu okolního prostředí (vzduchu, vody, horniny), které se šíří jako rázová (tlaková) vlna. Při průchodu této vlny určitým místem prostředí dochází ke skokovému zvyšování hustoty, teploty a tlaku a toto prostředí se pohybuje ve směru šíření vlny. S narůstající vzdáleností rychlost rázové vlny klesá a nakonec přechází ve vlnu zvukovou. Při šíření rázové vlny výbušninou nastává v příznivých případech rychlá chemická přeměna, která probíhá rychlostí rázové vlny a udržuje ji. Jde o tzv. detonaci – rázová vlna se pak označuje jako detonační vlna. Výbuchový děj je charakteristický svou mohutností, poměrně malou koncentrací energie, ale velmi krátkým trváním děje. Při výbuchu 200 g tritolu se uvolní výbuchové teplo okolo 800 kJ. Budeme-li uvažovat 10% účinnost přeměny výbuchové energie trhaviny na mechanickou práci, bude dosažen okamžitý výkon cca 5300 MW.

Detonace působí v podstatě dvojím účinkem:

- působením tlaku výbuchových plynů,
- rázovým působením detonačního tlaku na plochu přímého styku trhaviny a materiálu.

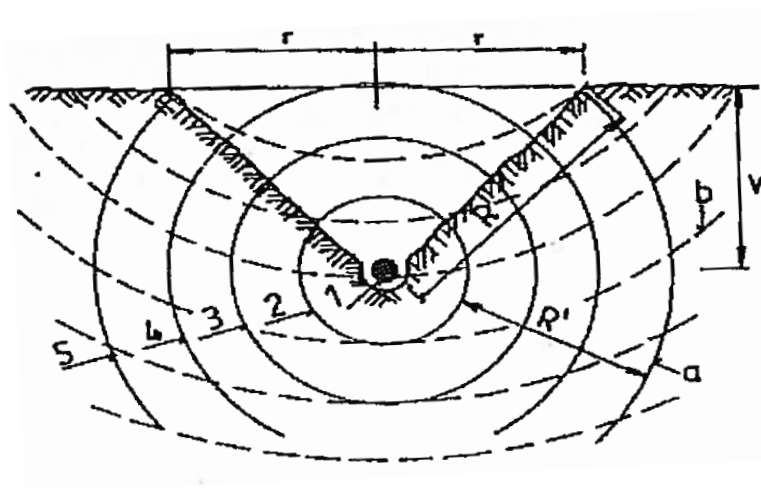
Tlak plynů se projevuje pouze v bezprostřední okolí vývrtu, kde působí řádově v setinách až desetínách sekundy a dosahuje desetitisíců MPa.

Detonační tlak působí řádově v milisekundách a dosahuje hodnot až statisíců MPa. Detonační tlak působí mnohem hlouběji vyvoláním napětových vln v rozpojovaném materiálu. Ve vzdálenosti cca desetinasobku poloměru vrtu se přemění ve vlnu tlakovou, která postupuje k nejbližší volné ploše. Na tomto rozhraní se díky rozdílné akustické impedanci prostředí štěpí a odráží a postupuje zpět do materiálu jako vlna tahová. Horniny mají na tah a smyk až o 80 % menší pevnost než na tlak. Proto dojde k odštěpování materiálu od povrchu směrem do hloubky překonáním jeho tahové pevnosti a následně vzniká výtrž.

V závislosti od vzdálenosti nálože a intenzity působení vln napětí se vytvářejí i pásma rozrušování materiálu, která jsou:

- **Pásmo tříštění:** ve kterém je materiál následkem působení rázové vlny rozdrcen na prach a pro další využití je málo použitelný, protože je úplně znehodnocený.

- **Pásmo odhozu:** ve kterém je materiál dokonale rozpojený a přemístěný do určité vzdálenosti. Rozpojený materiál je zdrojem suroviny pro další zpracování.
- **Pásmo nakypření:** ve kterém je materiál mírně odsunutý, kusovitost je velkých rozměrů s předpokladem nutnosti sekundárního rozpojování.
- **Pásmo natřesení:** ve kterém dochází k nedokonalému rozpojení materiálu a posun je nepatrný. K dalšímu zpracování je nutné dodatečné rozpojení.
- **Pásmo pružných deformací:** ve kterém již nedochází k destrukci materiálu, síla napěťových vln už není schopna překonat pevnost rozpojovaného materiálu a dále se šíří v podobě seizmických vln. [3, 8, 9]



- 1... pásmo tříštění
- 2... pásmo odhozu
- 3... pásmo sesutí
- 4... pásmo natřesení
- 5... seizmické pásmo
- r... poloměr působení nálože
- R... oblast rozpojení
- a... tlaková vlna
- b... odrazová vlna tahová
- v... hloubka uložení nálože (záběr)

Obrázek č. 2: Schematické znázornění pásem rozrušování materiálu [8]

5. Stanovení zóny tříštění

5.1. Výpočet pásma tříštění

Výpočet pásma tříštění je velmi složitá matematická disciplína závislá na množství proměnných, odborná literatura uvádí, že PT může dosahovat vzdálenosti až deseti násobku průměru vývrtnu.

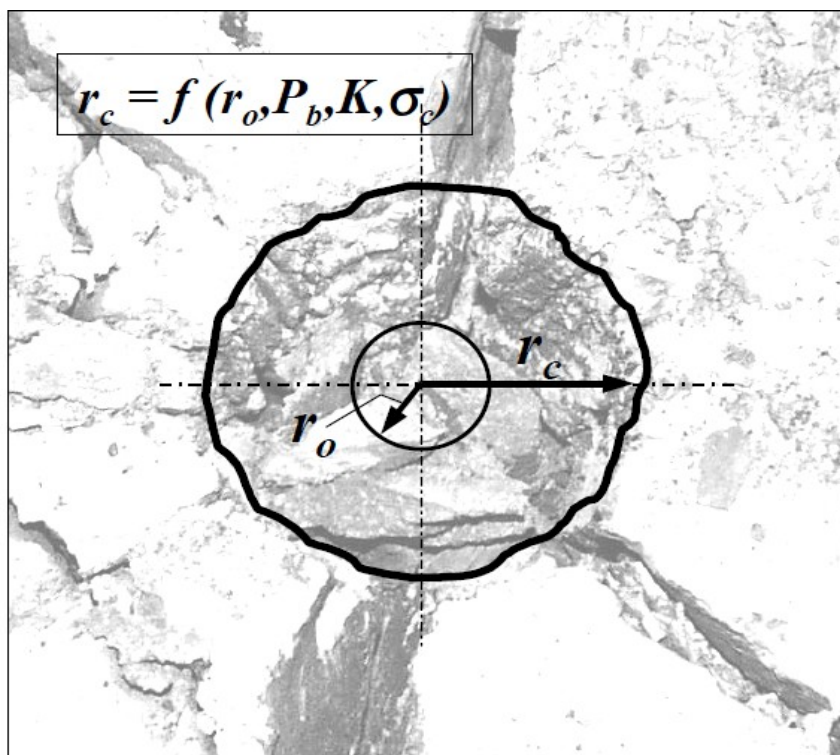
Pro naše výpočtové účely je nutné PT stanovit s minimální odchylkou tak, aby její výpočet zohlednil nejen průměr vývrtnu, ale i druh rozpojované horniny a druh použité trhaviny.

Proto jsem se pro výpočet nejpřesnější hodnoty PT rozhodl využít odbornou studii v anglickém znění „Modelling the size of the crushing zone around a blasthole“, která je zaměřena na výpočtovou problematiku PT.

Pro výpočet PT bylo již v minulosti odvozeno několik teoretických metod, avšak jejich výpočtové výsledky se neshodují s reálnými hodnotami. Úkolem této studie bylo navrhnout výpočtovou metodu, která bude mít v ideálním případě minimální odchylku mezi teoretickou hodnotou velikosti zóny PT a skutečnou hodnotou PT.

PT je zde definována jako kruhová plocha o poloměru r_c , pro výpočet PT je hodnota poloměru r_c klíčová.

Poloměr tříštění označený jako r_c , viz obr. č. 3, je zde definován jako funkce účinku trhaviny, výbuchového detonačního tlaku, typu rozpojovaného materiálu a průměru vývrtnu [11].



Obrázek č. 3: Poloměr pásma tříštění [8]

5.2. Příklad dostupných výpočtových modelů pro odhad poloměru tříštění r_c

5.2.1. Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Il'yushin a Vovk

$$r_c = r_o \left(\frac{P_b}{-\frac{k}{f} + \left[\sigma_c + \frac{k}{f} \right] L^{\frac{2f}{1+f}}} \right)^{\frac{1}{2\gamma}} \sqrt{L} \quad (1)$$

$$L = \frac{\frac{E}{1+\nu}}{\sigma_c \left[1 + \ln \frac{\sigma_c}{T} \right]} \quad (2)$$

r_o ... poloměr vrtu [mm]

P_b ... detonační tlak [Pa]

γ ... adiabatická expanzní konstanta

k ... soudržnost [Pa]

f ... součinitel vnitřní tření

σ_c ... pevnost v tlaku [Pa]

T ... pevnost v tahu [Pa]

E ... Youngův modul [Pa]

5.2.2. Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Szuladzinskiho

$$r_c = \sqrt{\frac{2r_o^2 \rho_o Q_{ef}}{F'_c}} \quad (3)$$

r_o ... poloměr vrtu [mm]

ρ_o ... hustota trhaviny [$\text{g} \cdot \text{mm}^{-3}$]

Q_{EF} ... účinná energie výbušniny [$\text{Nmm} \cdot \text{g}^{-1}$]. Předpokládá se, že hodnota účinné energie výbušniny je asi dvě třetiny uvolněného tepla z úplné chemické reakce [$\text{Nmm} \cdot \text{g}^{-1}$].

F'_c ... omezená dynamická pevnost horniny [MPa]. Předpokládá se, že hodnota omezené dynamické pevnosti horniny je asi osminásobek hodnoty prosté statické pevnosti v tlaku [MPa].

5.2.3. Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Djordjevice

$$r_c = \frac{r_o}{\sqrt{\frac{24T}{P_b}}} \quad (4)$$

r_o ... poloměr vrtu [mm]

T ... pevnost v tahu horniny [Pa]

P_b ... tlak ve vývrtu [Pa]

5.2.4. Příklad výpočtu poloměru tříštění dle Kanchibotla

$$r_c = r_o \sqrt{\frac{P_d}{\sigma_c}} \quad (5)$$

r_o ... poloměr vrtu [mm]

P_d ... detonační tlak [Pa]

σ_c ... pevnost v tlaku horniny [Pa]

5.2.5. Nově navržený model výpočtu poloměru tříštění

Obecně platí, že přesnost modelů, které počítají s detonací nebo detonačním tlakem jako vstupním parametrem, může být zpochybněna na základě jejich předpokladu ideální detonace. Hodnoty dynamických vlastností horniny pocházející ze statických hodnot a mohou být také ovlivněny nedostatkem údajů podporujících tyto vztahy.

Nově navržený model vychází z experimentálního programu zkušebních detonací při testování modelu byla odpálena série válcových náloží umístěná v betonových kvádrech, přičemž výpočtový výsledek navrženého modelu byl porovnáván s reálnými velikostmi válcových výtrží vně betonového kvádrů.

$$D_{confined} = \alpha q_n^\beta D_{unconfined}^\varphi \left(\frac{E_d}{1 + \nu_d} \right)^\omega \quad (6)$$

$\alpha, \beta, \varphi, \omega$... konstanty

$D_{confined}$... omezená detonační rychlost trhaviny daném průměru vývrtu [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$]

$D_{unconfident}$... detonační rychlost trhaviny [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$]

q_n ... teplo reakce pro neideální detonace [$\text{MJ} \cdot \text{kg}^{-1}$]

E_d ... dynamická pevnost horniny (Youngův modul) [GPa]

ν_d ... Poissonův poměr dynamického zatížení

5.2.5.1. Průběh experimentálních prací

Příprava vzorků je znázorněna na obrázku č. 4. Betonové bloky byly obdélníkového tvaru o velikosti: délka 1,5 m, výška 1 m a šířka 1 m.



Obrázek č. 4: Příprava vzorků betonových bloků [5]

Betonové kvádry byly rozděleny do tří pevnostních tříd:

- slabě odolný,
- středně odolný,
- velmi odolný,

tak, aby byly schopny reprezentovat proměnlivost pevnostních vlastností hornin, znázorněno v tabulce č. 1.

Tabulka č. 1 Pevnostní vlastnosti betonu

Beton		R	σ_c [MPa]	T [MPa]	ρ [kg·m ⁻³]	V_p [m·s ⁻¹]	V_s [m·s ⁻¹]	E_d [GPa]	V_d
Beton s nízkou pevností	Min.	15,9	6,7	0,3	2255	3372	1871	20,2	0,278
	Max.	25,1	10,5	0,8	2271	3752	2064	24,8	0,283
Středně pevný beton	Min.	29,6	16,3	1,2	2286	3935	2157	27,3	0,285
	Max.	44,7	24,6	2,9	2379	4553	2471	37,5	0,291
Vysoce pevný beton	Min.	39,5	42,1	2,2	2340	4341	2363	33,7	0,290
	Max.	52,9	56,5	4,3	2456	4891	2642	44,4	0,294

R ... průměr vývrtu

σ_c ... jednoosá pevnost v tlaku

T ... pevnost v tahu

ρ ... hustota betonu

V_p ... rychlost příčné vlny

V_s ... rychlosti šíření podélné vlny

E_d ... dynamický modul pružnosti

v_d ... Poissonovo číslo

Popis vlastností průmyslových trhavin použitých v experimentální práci za použití dvou druhů dynamitových trhavin je znázorněno v tabulce č. 2.

Tabulka č. 2 Popis vlastností průmyslových trhavin [6]

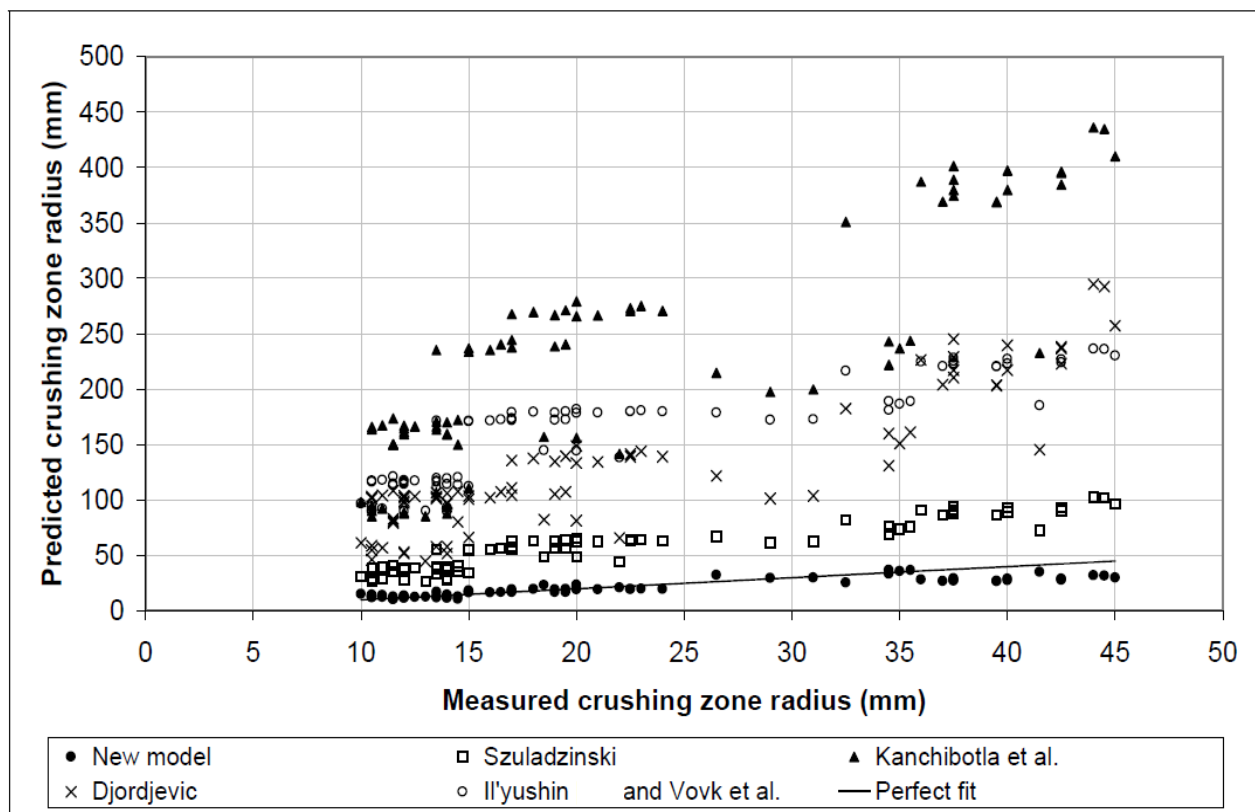
	Gelatin dynamit	Elbar 1 Dynamit
Hustota trhavin [g·cm⁻³]	1,5	1
Detonační teplo [MJ·kg⁻¹]	4,70	3,76
Ideální detonační rychlost [m·s⁻¹]	7527	5070
Ideální detonační tlak [GPa]	23,71	8,29
Omezená detonační rychlost trhavin v průměru nálože 16 mm [m·s⁻¹]	1292	1985

Tabulka č. 3 Parametry náloží použitých pro zkoušku ve vývrtnu [6]

Použité trhavin	Gelatin dynamit, Elbar 1 dynamit	Elbar 1 dynamit
Dělicí poměr	1	1,25; 1,50; 1,75; 2,00
Průměr vývrtnu [mm]	16–20	20; 24; 28; 32
Záběr [cm]	22,7–46,2	18,2–31,3
Délka vývrtnu [cm]	40,4–45,4	39,8–45,0
Specifická spotřeba trhavin [kg·m⁻³]	0,11–0,25	0,15–0,175
Množství použité trhavin [g]	8–22,8	7,8–16,1
Ucpávkový materiál	1,18–3 mm kamenná drť	1,18–3 mm kamenná drť
Velikost ucpávky [cm]	26,5–40,3	21,0–39,6
Poměr ucpávky a záběru	0,67–1,47	0,69–2,18
Poměr záběru a průměru vývrtnu	14,2–28,9	6,5–15,4
Iniciační systém	Elektrická rozbuška	Elektrická rozbuška
Omezená detonační rychlost VOD [m·s⁻¹]	1901–2600	-
Detonační tlak ve vývrtnu [GPa]	1,002–1,469	0,47–0,94

Výsledky experimentální práce jsou znázorněny v grafu č. 1, kde jsou porovnány teoreticky vypočtené hodnoty s hodnotami reálně naměřenými pro každou z uvedených výpočtových metod zvlášť. Na vertikální ose jsou uvedeny předpokládané teoreticky vypočtené hodnoty poloměru zóny tříštění a na horizontální ose jsou uvedeny skutečně naměřené hodnoty poloměru tříštění.

Graf č. 1 Výsledky experimentální práce



Z grafu č. 1 je patrné, že teoretické výsledky výpočtů nově navrženého modelu a modelu Szuladzinski zaznamenaly nejnížší a stabilní výpočtovou odchylku od reálného stavu a jsou schopny se přiblížit reálným naměřeným hodnotám pásma tříštění.

Nová metoda byla použita pro simulaci výpočtu poloměru PT ve skutečných horninových podmínkách se zaměřením na realizaci clonových odstřelů. Výpočty byly provedeny pro horninu vápenec, který představuje typ horniny s nejnížší objemovou hmotností a bazalt, který naopak představuje typ horniny s nejvyšší objemovou hmotností. Průměry vývrtů byly zvoleny 165 mm, 102 mm, 95 mm a dva druhy trhavin – běžné trhaviny DAP a vodě odolný DAP. Výsledky výpočtu jsou znázorněny v tabulce č. 4.

Tabulka č. 4 Výsledky výpočtu poloměru pásma tříštění

Druh horniny	Trhavina	Hustota trhaviny [kg·m⁻³]	Průměr vývrtu [m]	Objemová hmotnost horniny [kg·m⁻³]	Poloměr pásma tříštění [mm]	poloměr pásma tříštění /poloměr vývrtu
Basalt	Anfo	800	165	3000	143	1,7
Basalt	WR Anfo	1050	165	3000	198	2,4
Basalt	Anfo	800	102	3000	67	1,32
Basalt	WR Anfo	1050	102	3000	107	2,1
Basalt	Anfo	800	95	3000	63	1,3
Basalt	WR Anfo	1050	95	3000	101,5	2
Vápenec	Anfo	800	165	2260	372	4,5
Vápenec	WR Anfo	1050	165	2260	513	6,2
Vápenec	Anfo	800	102	2260	183	3,6
Vápenec	WR Anfo	1050	102	2260	277	5,2
Vápenec	Anfo	800	95	2260	162	3,4
Vápenec	WR Anfo	1050	95	2620	241	5

Z vypočtených hodnot je patrné, že se velikost poloměru PT v okolí vývrtu úměrně mění v závislosti na průměru vývrtu, hustotě trhaviny a hustotě horniny. Vzhledem k tomu, že parametry pro realizaci clonových odstřelů v KL jako průměr vývrtu a hustota použitých trhavin jsou prakticky shodné s parametry, které byly použity pro výpočet hodnot poloměru PT v tabulce č. 4. Následně jsem schopen z tabulky č. 4 hodnotu poloměru PT pro moravskou drobu analogicky odvodit následujícím způsobem. Objemová hmotnost moravské droby v KL je 2630 kg·m⁻³, což je přesně střední hodnota mezi objemovou hmotností vápence a basaltu uvedené v tabulce č. 4, pak je tedy hodnota poloměru PT pro moravskou drobu rovna střední hodnotě poloměru PT mezi vápencem a bazaltem viz tabulka č. 5. Pro moravskou drobu v KL tedy stanovuji hodnotu poloměru pásma tříštění viz tabulka č. 5.

Tabulka č. 5 Hodnoty poloměru pásma tříštění pro moravskou drobu v KL [6]

Druh horniny	Trhavina	Hustota trhaviny [kg·m ⁻³]	průměr vývrtu [m]	Objemová hmotnost horniny [kg·m ⁻³]	Poloměr pásma tříštění [mm]	poloměr pásma tříštění /poloměru vývrtu
Moravská Droba	Austinit 5	750	102	2630	125	2,5
Moravská Droba	Hydromite 70	1100	102	2630	211	3,7
Moravská Droba	Austinit 5	750	95	2630	112,5	2,4
Moravská Droba	Hydromite 70	1100	95	2630	186	3,5

5.2.5.2. Srovnávací a kontrolní výpočet PT dle modelu Szuladzinski

$$r_c = \sqrt{\frac{2r_o^2 \rho_o Q_{ef}}{F'_c}} \quad (7)$$

r_o ... poloměr vrtu [mm], 51 mm, 47,5 mm

ρ_o ... hustota trhaviny [g·mm⁻³], 0,75 g·mm⁻³, 1,2 g·mm⁻³

Q_{ef} ... účinná energie výbušniny [Nmm/g]. Předpokládá se, že hodnota Q_{ef} je rovna 2/3 násobku tepla z úplné chemické reakce trhaviny, která pro Austinit 5 je 3700 KJ·kg⁻¹ a pro Hydromite 70 je 2950 KJ·kg⁻¹.

F'_c ... omezená dynamická pevnost horniny [MPa]. Předpokládá se, že hodnota F'_c je rovna osminásobku hodnoty prosté statické pevnosti v tlaku, která je pro moravskou drobu 100 MPa.

Tabulka č. 6 Výsledky srovnávacího výpočtu PT dle modelu Szuladzinski

Druh horniny	Trhavina	Hustota trhaviny [g·mm⁻³]	Průměr vývrtu [mm]	Účinná energie výbušniny [Nmm·g⁻¹]	Omezená dynamická pevnost horniny [MPa]	Poloměr pásma tříštění [mm]	Poloměr pásma tříštění /poloměr u vývrtu
Moravská Droba	Austinit 5	0,750	102	2466	800	155	3
Moravská Droba	Hydromite 70	1,100	102	1967	800	168	3,3
Moravská Droba	Austinit 5	0,750	95	2466	800	144	3
Moravská Droba	Hydromite 70	1,100	95	1967	800	156	3,3

Výsledky srovnávacího výpočtu PT dle modelu Szuladzinski viz tab. č. 6 ukazují, že model Szuladzinski nedostatečně zohledňuje zejména změnu průměru vývrtů a hustoty trhaviny což jsou veličiny, které přímo ovlivňují detonační rychlost trhaviny, přičemž jejich změna by se měla ve výsledcích výpočtů PT výrazněji projevit.

Vzhledem k tomu, že PT je definováno jako funkce účinku trhaviny, výbuchového detonačního tlaku, typu rozpojovaného materiálu a průměru vývrtu. Poté je tedy zřejmé, že velikost PT je vhodnější stanovit z tabulky č. 5. [6, 9, 10]

6. SOUČASNÝ STAV METODIKY REALIZACE TRHACÍCH PRACÍ V KAMENOLOMU LULEČ

V současné době se pro realizaci TP v kamenolomu Luleč používá téměř výhradně metoda metody clonových odstřelů.

Clonové odstřely jsou obecně nejpoužívanější způsob trhacích prací v lomech. CO může být popsán jako trhací práce za použití soustavy vertikálních nebo mírně ukloněných vývrtů v jednom nebo v několika řadách rozmístěné na volné ploše lomové etáže. V některých případech mohou být použity také horizontální vývrty nazývané jako patní, které se rozmísťují jako pomocné vývrty pod vodorovným, nebo mírně ukloněným úhlem v patě lomové etáže. V dnešní době se již od použití horizontálních vývrtů z hlediska bezpečnosti práce ustupuje. Pro navrtání horizontálních vývrtů je nutné umístit vrtnou lomovou soupravu přímo pod lomovou stěnou, kde hrozí riziko pádu horniny. Následné nabíjení patních vývrtů z pravidla probíhá v oblasti pod lomovou stěnou, kde mohou být střelmistr a jeho pomocníci při nabíjení těchto vývrtů ohroženi pádem horniny. Clonový odstřel se provádí obvykle na skalních lomových stěnách o mocnosti 12–25 m. [3, 4, 6]

Clonové odstřely jsou v KL Luleč prováděny organizací Austin Powder Service CZ, s.r.o., která je součástí společnosti Austin powder. [3,4]

6.1. O společnosti Austin powder

Společnost **Austin Powder Company** je mezinárodní organizace zabývající se výrobou a distribucí iniciačních prostředků pro průmyslové, hornické, speciální a destrukční práce. Historie této firmy sahá až do roku 1833, kdy bratři Austinové ve městě Akron – ve státě Ohio, USA – založili továrnu na výrobu černého prachu. Dnes má společnost pobočky ve 20 zemích světa, zejména ve Střední a Jižní Americe a taktéž v Evropě.

Expanzi do České republiky podnikla firma Austin v roce 1999, kdy zakoupila závod na výrobu rozbušek ve Zbrojovce Vsetín se sídlem v Jasenicích a převzala její výrobní program, který nadále vyvíjela a zlepšovala. Vznikla tak společnost **Austin Detonator, s. r. o.**

Dnes výrobní program zahrnuje zejména výrobu a prodej:

- neelektrických rozbušek,
- elektrických rozbušek,
- komponentů pro výrobu (sestavu) rozbušek,
- pilulí a palníků.

Za zmínku jistě stojí to, že historie výroby rozbušek ve Vsetíně sahá až do roku 1953, kdy byla u nás vyrobena první průmyslová rozbuška. Od té doby české rozbušky získaly světový věhlas. V současnosti společnost zaměstnává ve Vsetíně 950 zaměstnanců. Firma je exportně orientovaná, neboť téměř 85 % produkce vyváží do zemí Evropské unie, na Island, do Spojených států amerických, ale i do oblastí vzdálenějších jako např. země Středního východu, Taiwan, Japonsko nebo Austrálie. [6, 12]



Obrázek č. 5: Areál společnosti Austin Detonator, Vsetín [5]

Pro provádění služeb souvisejících s trhacími pracemi byla v roce 2003 založena dceřiná společnost **Austin Powder Service CZ, s.r.o.**, která operuje ze dvou provozoven, a to z Manerova u Vyškova a z Hněvkovic u Ledče nad Sázavou a Psáry u Prahy. Zaměstnává 90 pracovníků a mezi hlavní činnosti patří zejména:

- prodej trhavin, elektrických, neelektrických a elektronických rozbušek
- komplexní dodávky trhacích, vrtacích prací a poradenská činnost v této oblasti
- kontrolní inklinometrická a geodetická měření
- sekundární rozpojování pomocí hydraulických rozpojovacích kladiv.

od roku 2012 tyto práce prováděla již ve 45 lokalitách v ČR. Zmiňme alespoň některé z nejvýznamnějších provozoven vybraných společností:

- **Českomoravský cement, a. s.**
 - kamenolom Mokrý
 - kamenolom Čertovy schody
 - kamenolom Radotín

- **Lomy Mořina, a. s.**
 - kamenolom Čeřinka
 - kamenolom Tetín

- **Českomoravský štěrk, a. s.**
 - kamenolom Luleč
 - kamenolom Opatovice
 - kamenolom Olbramovice

- **Kamenolomy ČR, a. s.**
 - kamenolom Lhota Rapotina
 - kamenolom Ořechov
 - kamenolom Zdechovice

- **KÁMEN Zbraslav, a. s.**
 - kamenolom Želešice
 - kamenolom Předklášteří

- **Eurovia, a. s.**
 - kamenolom Jakubčovice

- **COLAS, a. s.**
 - kamenolom Tasovice

- kamenolom Bory
- kamenolom Rančířov

Dodavatelská firma Austin Powder Service CZ dodává trhaviny a služby i dalším organizacím v ČR. [6, 12]



Obrázek č. 6: Provozovna Manerov Austin Powder Service CZ, s. r. o. [Zdroj: vlastní]

Příprava clonového odstřelu se skládá z následujících činností:

- Záměra clonové stěny
- Projektování odstřelu
- Vrtné práce
- Nabíjení
- Teoretický výpočet parametrů vrtné sítě

6.2. Záměra lomové stěny

Základem všech trhacích prací v kamenolomech je přesné zaměření lomové stěny. Zaměření lomové stěny se provádí pro tyto účely:

- pro konstrukci tvaru lomové stěny v určitém měřítku – lomovou stěnu charakterizujeme určitou sítí podrobných bodů, které zaměříme. Spojnice těchto bodů poté tvoří přímky, které leží na povrchu lomové stěny. Čím hustší je síť bodů, tím je výsledek měření přesnější.
- výsledek měření tvoří základ k vypracování projektové dokumentace. Obvykle je tvořen v měřítku 1:250. Do vynesení obrázku zakreslujeme např. umístění náloží, vytváříme příčné řezy, zjišťujeme záběr atd.
- pro vynesení vyprojektovaných hodnot zpět do terénu a pro reprodukci měřeného místa, abychom byli schopni porovnat výsledky následných měření, a tím stanovit jakékoli prostorové změny, ke kterým mohlo na lomové stěně dojít.
- měření je jedním z hlavních podkladů pro výpočet náloží.
- zároveň je podkladem pro kontrolu vytěžené suroviny. Kubatura rozpojené horniny se rovná velikosti prostoru mezi posledním měřením a zaměřením lomové stěny po odtěžení rubaniny.

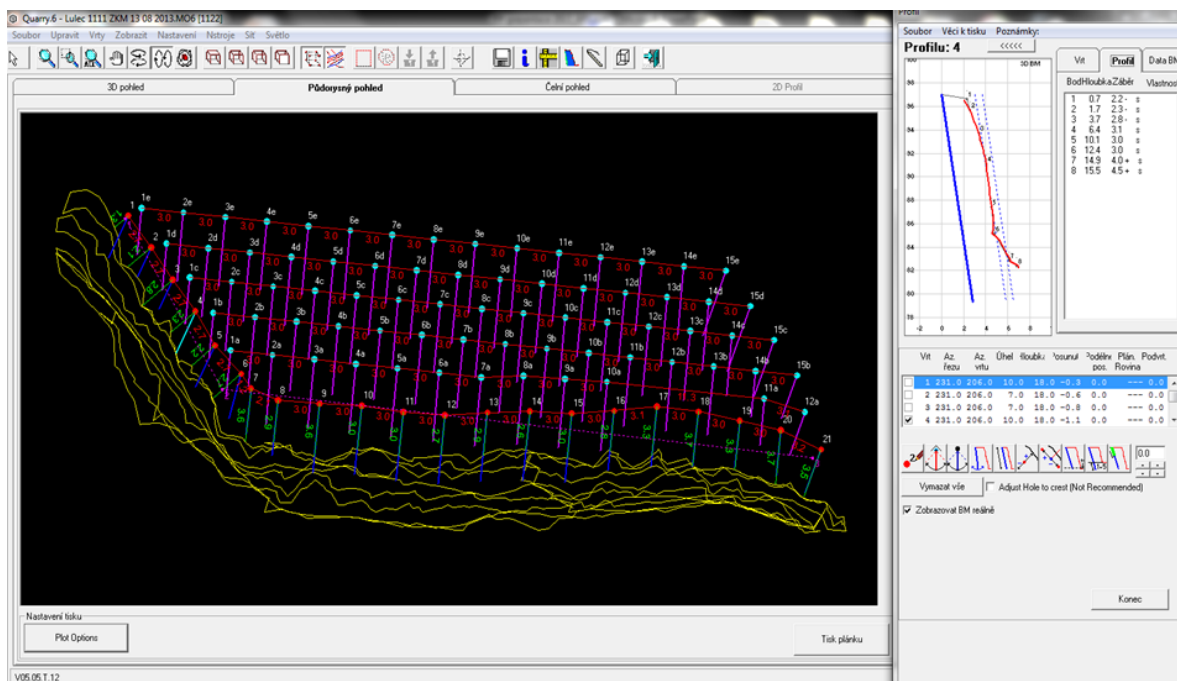


Obrázek č. 7: Proces zaměření lomové stěny [zdroj: vlastní]

V našich podmínkách k měření používáme totální stanici GPT – 9003M od firmy Topcon. Tento přístroj se dá využít i při různých drobných kontrolních měřeních jako např. při určování vodorovné roviny, výšky a výškových rozdílů, nebo při terénních úpravách v kamenolomu). Pravdou je, že schopnosti tohoto přístroje nejsou plně využity. Vzhledem k možnosti přenosu dat do grafického programu nám umožňuje přesnější projektování odstřelů s mnohem lepším grafickým výstupem. Pracuje pod operačním systémem Windows a využívá průmyslové standardy, jako jsou sériová a USB datová rozhraní, slot pro CF kartu a Flash disk. Podporuje komunikaci přes Bluetooth, pomocí které se lze připojit na internet a komunikovat tak vzdáleně s kanceláří. Také umožňuje v terénu propojit a sloučit skenování s digitální fotografií [3, 4].

6.3. Projektování odstřelu

Bezpečné a kvalitní provedení trhacích prací při těžbě nerostů ve stavebnictví, ale také ve všech oborech, kde se využívají výbušniny, závisí především na kvalitě projektu podle kterého jsou práce prováděny a na tom, jak projekt odráží skutečné poměry na místě realizace. Míra shody projektu závisí na přesnosti a množství informací o terénu, ve kterém se práce připravují. Využití výpočetní techniky a použití moderních geodetických přístrojů přináší zdokonalení projekčních prací a snížení jejich časové náročnosti. Pokrok v této oblasti přináší modelační programy, které pracují s grafickými dokumenty (výkresy) obsahující vektorovou i rastrovou kresbu. Jejich využití výrazně zrychlí a zpřesní práci projektanta trhacích prací, rozhodně ho ale nenahrazuje. Projektování trhacích prací probíhá nad digitálním modelem lomové stěny, který vychází ze záměry v terénu. Modelační programy ve spojení s mobilní výpočetní technikou také poskytují dostupnost okamžitých technických informací o odstřelu v terénu, jako jsou například záběry, délky, sklony a směry jednotlivých vývrtů. Což významně přispívá k bezpečnosti a kvalitě prováděných TP. [3, 4]



Obrázek č. 8: Modulační program Quarry 6 [Zdroj: vlastní]

Technický projekt odstřelu pro kamenolom Luleč se tvoří v grafickém dokumentu, který je součástí programu Quarry 6. Projektant pracuje souběžně v půdorysu a v dynamicky propojených řezech. Nejprve zpravidla navrhne několik charakteristických vrtů, na jejichž základě pak vkládá jednotlivé řady vrtů. Tyto řady mohou být jak přímé, tak i různě zalomené. Program poskytuje všechny potřebné informace o terénu i o jednotlivých vrtech a nabízí řadu nástrojů pro rozmístění vrtů a nastavení jejich parametrů (návrh vrtu zadáním požadovaného záběru, návrh sklonu vrtů podle sklonu stěny či podle vzdálenosti od paty, návrh délky vrtů zadáním převrtávky, apod.). Projektant může kdykoliv vytvořit nad vrtem řez, který zobrazuje aktuální stav vrtů. Program zobrazuje v řezech vrty, nebo projektant sám volí vrty, které se mají v daném řezu zobrazit. Velmi významnou funkcí programu je kontrola vzdáleností. Program sám vyhodnocuje vzdálenosti vrtů od sebe a vzdálenosti vrtů od terénu. Pokud jsou některé vzdálenosti menší, než jsou projektantem zadané minimální hodnoty, tak program zobrazí protokol s informacemi o nevyhovujících vrtech a v půdorysu graficky vyznačí kritická místa na vrtech i na terénu. Důležitou možností je také kdykoli provádět dodatečné změny vrtů i celých řad – přidávat, mazat, měnit měřítka zobrazení půdorysu i řezů, rozmisťovat půdorys nebo jiné objekty (rozpisky, tabulky) na listech dokumentu. Díky možnosti volně definovat popisné texty s automatickou aktualizací vypisovaných údajů lze také snadno

upravit dokument do podoby finální grafické projektové dokumentace. Výpis informací o vrtech do textového souboru s volitelným obsahem i formátem umožňuje přenos informací do jiných programů. Využití programu Quarry 6 usnadní tak celkový průběh trhacích prací. [3, 4]

6.3.1. Vrtné práce

Vrtáním vzniklý otvor (vývrt) je hlouben pro provádění trhacích prací, používaný pro táhlé válcové nálože. Vrt je důlní dílo, jehož délka mnohonásobně převyšuje jeho průměr. Vývrty jsou zhotovovány pomocí vrtných souprav v požadované délce, průměru, sklonu a směru vývrtu. Průměr vývrtů v ČR může být v rozmezí 80–150 mm. Úklon vývrtu volíme takový, abychom dosáhli přímého směru vývrtu s volnou lomovou stěnou. Délka vývrtu se volí s ohledem na výšku dané lomové stěny. Dnes se převážně setkáváme s metodou rotačně – příklepového vrtání.

Pro dobývání je velmi důležité správné rozetážování dobývacích stěn. Tím získáme dobře dobyvatelné etáže, které by neměly být vyšší než 25 m, a to zejména kvůli bezpečnosti. Vrtání do takových hloubek je technicky složité stejně jako jejich následné nabíjení. Vývrty rozdělujeme na záhlavní, patní, případně středové a zvedací. Vrtací kladivo na soupravách může být dvojího druhu – povrchové (vnější) a ponorné (vnitřní). Každé z těchto kladiv má své výhody a jsou tedy používány na základě potřebných parametrů vývrtu, místních podmínek a požadovaného výsledku při dobývání.

Obecně řečeno, vrtání s vnějším hydraulickým kladivem je rychlejší a výkonnější, ale s přibývajícím hloubkou vrtu je méně přesné, protože může dojít k velkým odchylkám od původního směru vývrtu – vývrt se „kroutí“, vznikne tzv. deviace vývrtu. Pro delší vývrty (nad 20 m) je tedy vhodné použít ponorné pneumatické vrtací kladivo, u kterého je vzdálenost nástroje (vrtací korunky) od zdroje příklepu stálá a příklep není přenášen vrtacími tyčemi – tyče se neohýbají a vývrt si zachovává přímý směr.

Vrtání v KL je prováděno pomocí vrtacích souprav podle předem připravených vrtných plánů clonových odstřelů. U každého vývrtu jsou stanoveny parametry, jako je umístění vývrtu, průměr vývrtu, hloubka vývrtu, sklon a směr vývrtu. Používaný průměr vývrtů je 102 mm, ale je možné vrtat i průměry 95 mm a 115 mm, přičemž průměr vývrtu 115mm není možné pro realizaci CO použít vzhledem ke hmotnosti jednotlivé nálože ve vývrtu. A to by vedlo, k překročení povoleného limitu ekvivalentní nálože pro lokalitu

Luleč. Hloubka, sklon a směr vývrtu se pro každou lomovou stěnu určí dle místních podmínek. [6, 10]



Obrázek č. 9: Vrtací souprava SmartROC T45 [Zdroj: vlastní]

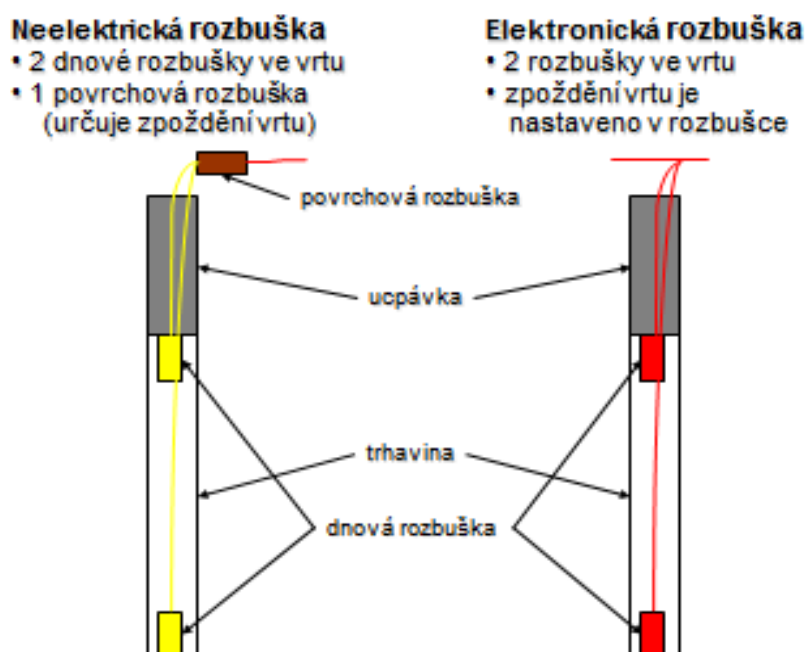


Obrázek č. 10: Vývrt v kamenolomu Luleč [Zdroj: vlastní]

6.4. Nabíjení

Nabíjení, adjustace, zřizování roznětného vedení a odpal se provádí pouze za osobního vedení TVO.

Pro nabíjení vývrtu se dnes již v kamenolomu Luleč používají nabíjecí vozy. Ruční nabíjení je realizováno pouze při nabíjení roznětů, náložkovaných trhavin a tam, kde nedostupnost terénu neumožní jízdu nabíjecím vozům. Povrchové nabíjecí vozy jsou zařízení na výrobu trhavin, které jsou používány zejména v lomových provozech. Skládají se z podvozku (šasi) a nástavby (výrobní jednotky). Jejich hlavním přínosem je zejména oblast bezpečnosti, kdy se suroviny pro výrobu finálního produktu převážejí ve formě chemikálií, které nepředstavují zdaleka takové riziko jako převoz a skladování trhavin. Většinou jde o látky podporující hoření, které jsou ale samy o sobě nevýbušné a v posledních generacích nabíjecích vozů se už používají látky netoxické. Další výhodou je rychlost výroby, resp. nabíjení, která se pohybuje od 75 do 250 kg·min⁻¹ a v neposlední řadě podstatně ulehčí lidskou práci nabíjecího servisu. Obvyklý počet lidí potřebných k nabíjení tvoří: střelmistr, TVO a obsluha nabíjecího vozu, která se skládá ze dvou pracovníků (jeden operátor obsluhující jednotku a druhý pracovník u nabíjecí hadice). Množství trhavin nabytých do vývrtů vychází z nabíjecího plánu. Obvyklá konstrukce nálože ve vývrtu pro kamenolom Luleč je uvedena na obrázku č. 6. [6, 9]



Obrázek č. 11: Schéma konstrukce nálože ve vývrtu [Zdroj: vlastní]



Obrázek č. 12: Nabíjecí vůz pro sypkou trhavinu [Zdroj: vlastní]



Obrázek č. 13: Nabíjecí vůz pro emulzní trhavinu [Zdroj: vlastní]

6.5. Používané trhaviny

Austrogel P, Perunit E.

Jsou plastické, důlně skalní, vodě odolné trhaviny, které se mohou používat při trhacích pracích na povrchu i v podzemí. Jsou směsí dusičnanu amonného, nitroglycerínu, nitroglykolu a paliva.

Používají se jako počínová nálože pro málo citlivé trhaviny (např. typu ANFO). [6]



Obrázek č. 14: Austrogel P1 [5]

APB Booster

Jsou speciální náložky, které se používají výhradně k počínu průmyslových trhavin. (například čerpaných emulzí). Jsou směsí plastických trhavin a TNT.



Obrázek č. 15: APB Booster 500 [5]

Emulex 1

Je emulzní náložkovaná, důlně-skální, vodě odolná trhavina. Používá se při realizaci trhacích pracích, jak na povrchu, tak i v podzemí. Trhavina je směsí dusičnanu amonného, dusičnanu sodného, vody, minerálního oleje, mikrokuliček a ostatních přísad. [6]



Obrázek č. 16: Emulex 1 [Zdroj: vlastní]

Austinite 5

Je sypká trhavina typu ANFO a používá se při trhacích pracích na povrchu, k mechanizovanému nabíjení pomocí nabíjecího vozu. Je směsí dusičnanu amonného, nafty a není odolná vůči vodě, proto musí být použita pouze v suchém prostředí. Trhavina je vyráběna na místě spotřeby. [6]



Obrázek č. 17: Austinit 5 [Zdroj: vlastní]

Hydromite 70

Je čerpaná, emulzní a vodě odolná trhavina, která se používá se při realizaci trhacích pracích jak na povrchu, tak i v podzemí. Trhavina se používá k mechanizovanému nabíjení pomocí nabíjecího vozu a je směsí dusičnanu amonného, dusičnanu sodného, vody, minerálního oleje, mikrokuliček a ostatních přísad. [6]



Obrázek č. 18: Hydromite 70 [Zdroj: vlastní]

6.6. Používané rozněcovadla

6.6.1. Neelektrické rozbušky

Průmyslové neelektrické rozbušky milisekundové jsou vhodné k vytváření roznětných sítí pro povrchové dobývání, hlubinné doly a pro stavební práce v prostředí bez výskytu výbušných plynů a prachů. [9]

Shockstar surface

Tato neelektrická rozbuška je používána pro iniciaci detonačních trubic neelektrických, povrchových nebo dnových rozbušek, které tvoří časovanou síť. Součástí této rozbušky je konektor, do kterého lze zapojit až osm detonačních trubic. Tyto rozbušky jsou k dispozici v různých zpožděních, které mohou být 0, 9, 17, 25, 33, 42, 67, 100 nebo 200 ms. Ke startování odstřelu lze využít rozbušku s přívodním vedením na cívce o délkách 400, 600 nebo 800 m. [6]



Obrázek č. 19: Shockstar surface [Zdroj: vlastní]

Indetshock ms 25/50

Je milisekundová neelektrická rozbuška vyráběna v 30 časových stupních zpoždění. Interval zpoždění je 25 ms pro stupeň 0–20 a 50 ms pro stupeň 21–30. [6]



Obrázek č. 20: Rozbuška Indetshock ms 25/50 [Zdroj: vlastní]

6.6.2. Elektronické rozbušky

E*Star

Tato elektronická rozbuška je charakteristická svou maximální bezpečností, přesností a variabilitou časování roznětu pro všechny oblastí trhacích prací. Rozbušku E*Star je možno libovolně naprogramovat na čas zpoždění v rozsahu od 1 do 10 000 ms. Po zapojení rozbušek do roznětné sítě, je možné také ověřit správnost zapojení jednotlivých rozbušek a tím vyloučit selhávku roznětného okruhu. [6]



Obrázek č. 21: Elektronická rozbuška [Zdroj: vlastní]

6.7. Teoretický výpočet parametrů vrtné sítě

Nejprve je potřeba vypočítat hodnotu úsečky horizontální odporu dle VÚIS Bratislava.

$$X = \frac{\sqrt{0,5 \cdot p^2 \cdot \sin^2 \alpha + 4 \cdot q \cdot n \cdot p \cdot V \cdot L} - 0,7 \cdot p \cdot \sin \alpha}{2 \cdot q \cdot n \cdot V} \quad (8)$$

X ... vzdálenost vývrtu od kraje koruny těžební stěny [m]

V ... svislá výška těžebního řezu [m]

L ... délka šikmého vývrtu [m]

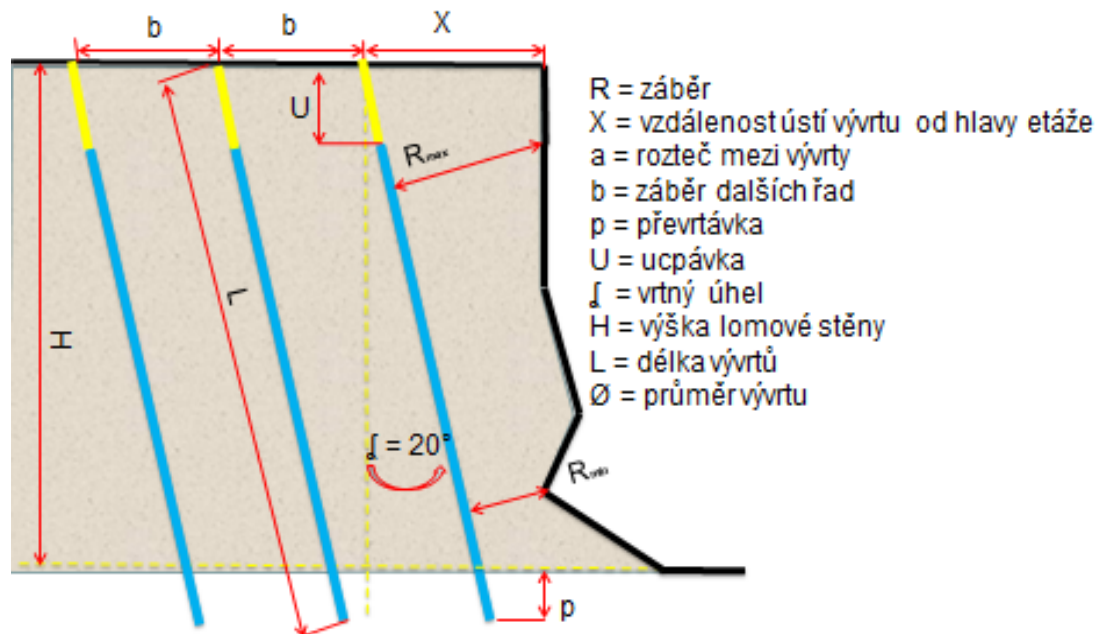
p ... výsledované množství trhaviny v 1 m vývrtu

q ... výsledovaná specifická spotřeba trhavin [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$]

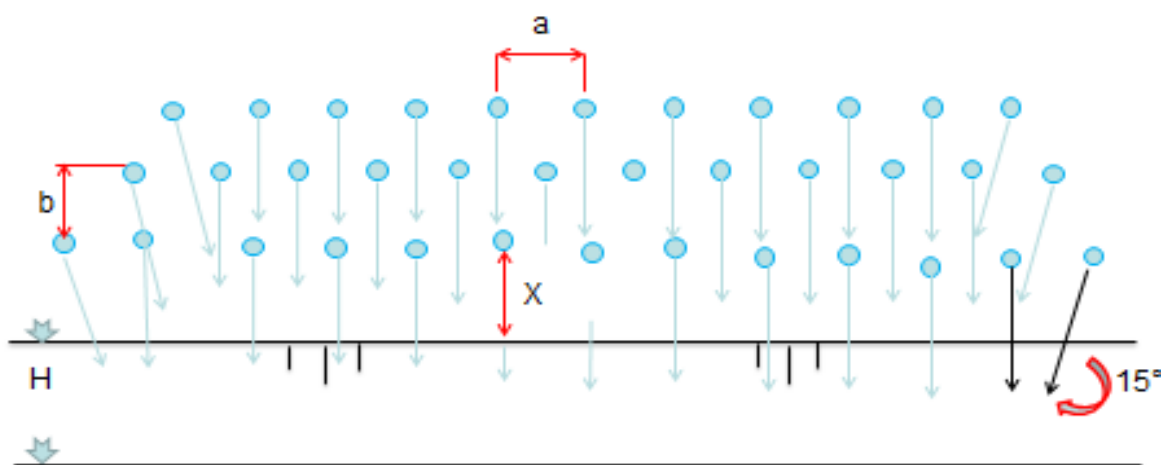
n ... součinitel přiblížení vývrtů, $n = 0,92$

α ... úhel těžebního řezu - vývrtu [$^\circ$], $\alpha = 75^\circ$

Když známe hodnotu úsečky horizontální odporu, resp. vzdálenost vývrtu od hrany těžebního řezu, můžeme vypočítat další parametry vrtné sítě uvedeny na obr. č. 20 a 21. [8]



Obrázek č. 22: Schéma clonového odstřelu v řezu [5]



Obrázek č. 23: Schéma clonového odstřelu – nárys [5]

$$R = X * \sin \alpha, \quad (9)$$

$$a = 1 - 0,8 * R,$$

$$b = 1 - 0,75 * R,$$

$$p = 0,33 - 0,3 * R,$$

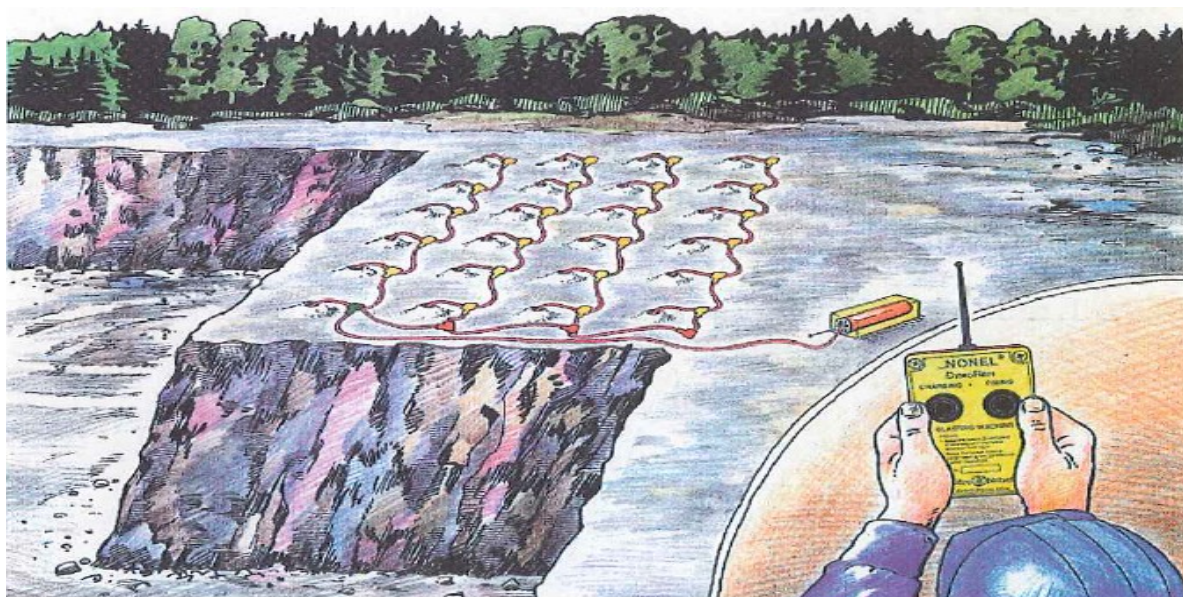
$$U = 0,7 - 1,2 * R,$$

6.8. Parametry realizovaných clonových odstřelů v kamenolomu Luleč

Parametry realizovaných CO v kamenolomu Luleč viz tabulka č. 7.

Tabulka č. 7 Technické parametry realizovaných CO v kamenolomu Luleč [6]

Parametr	Hodnota	Jednotka
Hornina	Moravská droba - slepence	
Objemová hmotnost horniny	2,63	t·m ⁻³
Počet etáží	5	
Výška etáží	16,5–20,5	m
Úhel etáží	70–80	°
Roční těžba	800 000–1 000 000	t
Průměrně rozpojená tonáž horniny jedním odstřelem	35 000	t
Průměrný počet odstřelů za rok	30	
Průměr vývrtů	102	mm
Druh používané trhaviny pro roznět	Perunit E	3 %
Druh používané trhaviny v případě vody ve vývrtu	Emulex 1	7 %
Druh hlavní výplňové trhaviny	Austinit 5	90 %
Měrná specifická spotřeba trhaviny	0,18–0,22	kg·t ⁻¹
Výtěžnost z navrtaného metru	31–26	t·m ⁻¹
Záběr první řady	3,5	m
Rozteče mezi vývrty	3,5	m
Záběr v řadě	3,5	m
Počet řad	3–5	
Délka vývrtů	18–22,5	m
Úhel vývrtů	20–10	°
Ucpávka	2,5–4	m
Převrtávka	1	m
Počet vývrtů	50–65	
Nálož v jednom vývrtu	90–125	kg
Celková nálož	7 000–6 500	kg
Časové zpoždění dílčích náloží ve vývrtech v řadě	9	ms
Časové zpoždění vývrtů mezi řadami	100–200	ms

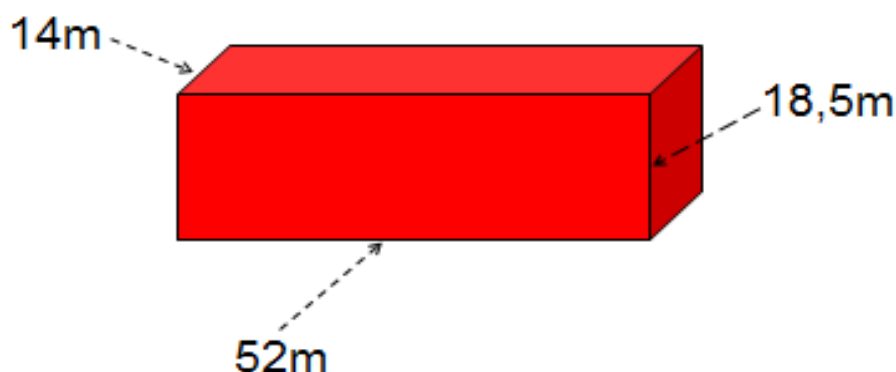


Obrázek č. 24: Ilustrační obrázek clonového odstřelu [5]

7. VÝPOČET MNOŽSTVÍ SKALNÍHO PÍSKU V ROZVALU VZHLEDEM K SOUČASNÉ METODICE TP

Výpočet množství skalního písku v rozvalu vzhledem k současné metodice TP bude vycházet z průměrných parametrů realizovaných CO v kamenolomu Luleč viz tabulka č. 7.

Jako příklad uvažujeme skalní masiv o hmotnosti cca 35 000 t = 13 360 m³ objemu horniny odpovídajícímu tvaru kvádra o rozměrech viz obr. č. 25, který bude rozpojen pomocí realizace CO ve 3 řadách vývrtů a parametrech CO.



Obrázek č. 25: Skalní masiv [Zdroj: vlastní]

Pro průměr vývrtu 102 mm

$$R = 3,5 \text{ m}$$

$$a = 3,5 \text{ m}$$

$$b = 3,5 \text{ m}$$

$$H = 18,5 \text{ m}$$

7.1. Výpočet počtu potřebných vývrtů k rozpojení masivu.

$$V_v = \frac{V_1 + V_2 + V_3}{3} \quad V_1 = R \cdot H \cdot a \quad V_2 = V_3 = b \cdot H \cdot a \quad (10)$$

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m³]

V_1 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 1. řadě [m³]

V_2 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 2. řadě [m³], atd.

R ... záběr 1. řady [m]

b ... záběr 2. řady a řad následujících [m]

H ... výška lomové stěny [m]

a ... rozteče vývrtů v řadě [m]

$$V_1 = 3,5 \cdot 18,5 \cdot 3,5 = 227 \text{ m}^3$$

$$V_2 = 3,5 \cdot 18,5 \cdot 3,5 = 227 \text{ m}^3$$

$$V_3 = 3,5 \cdot 18,5 \cdot 3,5 = 227 \text{ m}^3$$

$$V_v = \frac{227 + 227 + 227}{3} = 227 \text{ m}^3$$

Výpočet počtu vývrtů

$$P_v = \frac{V}{V_v \cdot q_v} \quad (11)$$

P_v ... celkový počet vývrtů

V ... rozpojovaný objem horniny [t]

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

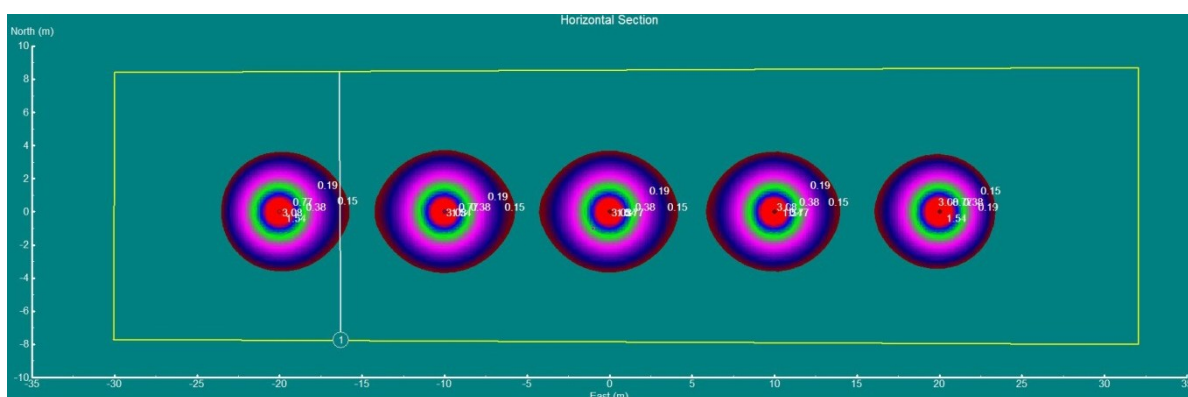
q_v ... objemová hmotnost horniny [$\text{t} \cdot \text{m}^{-3}$]

$$P_v = \frac{35\,000}{227 \cdot 2,62}$$

$$P_v = 58$$

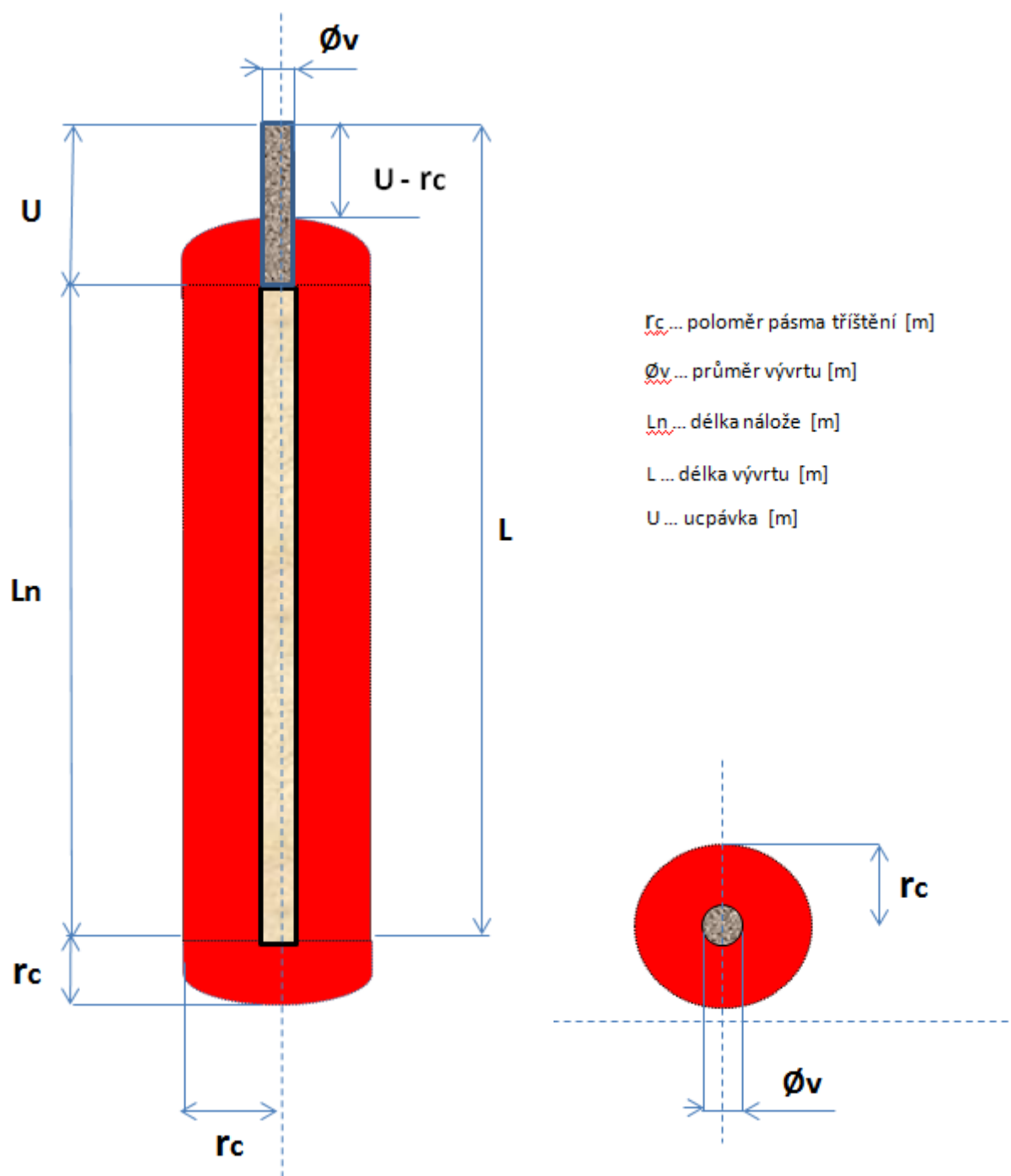
7.2. Výpočet množství skalního písku

Při detonaci nálože ve vývrtnu, se jedná o detonaci nálože ve tvaru válce o dané výšce a průměru podstavy. Délka válcové nálože je rovna délce nabyté části vývrtnu a průměr podstavy válcové nálože je roven průměru vývrtnu. Při detonaci válcové nálože umístěné ve vývrtnu, vzniká v nejbližším okolí každého vývrtnu PT, znázorněné jako červený kruh (viz obrázek č. 26) v soustavě pěti vertikálních vývrtnů – pohled shora.



Obrázek č. 26: Distribuce energie detonovaných náloží CO ve skalním masivu [Zdroj: vlastní]

Oblast tříštění v okolí vývrtnu jsem pro výpočet přibližně definoval jako tvar válce se zaoblenými podstavami ve tvaru polokoule. Tento válec je tvořen podstavou o poloměru PT a výškou, která je shodná s délkou nabyté části vývrtnu. Poloměr koule je roven poloměru PT viz obrázek č. 27.



Obrázek č. 27: Oblast tříštění v okolí vývrtu [Zdroj: vlastní]

Ve výpočtu předpokládám, že SK vzniká pouze v oblasti PT, přičemž velikost poloměru PT pro průměr vývrtu 102 mm a trhavinu Austinit 5 dle tabulky č. 5 se $r_c = 125$ mm.

Pak tedy množství vzniklého SK je rovno:

$$V_{sk} = P_v \cdot V_v \cdot Q_v \quad (12)$$

$$V_v = L_n \cdot \frac{\pi \cdot P_t^2}{4} + \frac{\pi \cdot P_t^3}{6} + \frac{\pi \cdot \varnothing_v^2}{4} \cdot (U - r_c) \quad (13)$$

$$L_n = \frac{H}{\sin(\varphi)} + Pr - U \quad (14)$$

V_{sk} ... množství skalního písku [t]

V_v ... objem skalního písku vzniklého z jednoho vývrtu [m^3]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m], $L_n = 18,5$ m

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5$ m

U ... ucpávka, $U = 2,5$ m

Pr ... převrtávka, $Pr = 1,2$ m

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

P_v ... celkový počet vývrtů, $P_v = 58$

Q_v ... objemová hmotnost horniny, $Q_v = 2,63$ t/ m^3

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m], $L_n = H/\sin(70^\circ) + \text{vývrt } 20,5 \text{ m} - \text{ucpávka } 2,5 \text{ m} = 18,5$ m

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

P_t ... průměr pásma tříštění, $P_t = 2 \cdot r_c$ [m], viz tabulka č. 5

r_c ... poloměr pásma tříštění, $r_c = 0,125$ m

$$V_v = 18,5 \cdot \frac{3,14 \cdot (0,125 \cdot 2)^2}{4} + \frac{3,14 \cdot (0,125 \cdot 2)^3}{6} + \frac{3,14 \cdot (0,102)^2}{4} \cdot (2,5 - 0,125)$$

$$V_v = 18,5 \cdot 0,05 + 0,0082 + 0,081 \cdot 2,375$$

$$V_v = 0,925 + 0,0082 + 0,02$$

$$V_v = 1 \text{ m}^3$$

$$V_{sk} = 58 \cdot 1 \cdot 2,63$$

$$V_{sk} = 152,54 \text{ t} = \text{zhruba } 0,44 \% \text{ z celkové hmotnosti skalního masivu}$$

8. NÁVRH NOVÉ METODIKY TRHACÍCH PRACÍ PRO KAMENOLOM LULEČ

Podstata návrhu nové metodiky spočívá ve stanovení nových parametrů clonových odstřelů na základě analýzy a predikce pravděpodobného výsledku CO v programu Paradigm.

O programu Paradigm

Paradigm je software (program) vyvinutý firmou Blasttechnology a je licencován firmou Austin Powder Company. Program slouží ke sledování a optimalizaci parametrů trhacích prací a dopadu trhacích prací na okolí.

Program se skládá z modulů:

- Blast Fragmentation Model – simulace výsledné fragmentace rozvalu
- Distribution of blasting energi – rozložení výbuchové energie v odstřelu
- Pre-Split Designer – nástroj pro designování presplitu
- Overpressure Model – simulace vlivu seismických účinků odstřelů na blízké budovy
- Flyrock and Risk Evaluation – simulace rozletu materiálu
- Distance Calculator – nástroj pro výpočet vzdáleností ze souřadnic
- Vibration Analysis – nástroj pro optimalizaci seismických účinků odstřelu
- Tunnel Blast Design – nástroj pro designování odstřelů v tunelu
- V-Cut Design - nástroj pro designování zálomu

Pro návrh nové metodiky TP důležitý modul Blast Fragmentation Model a Distribution of blasting energi.

Blast Fragmentation Model a Distribution of blasting energi

Tyto moduly, na základě vstupních parametrů, počítají výslednou fragmentaci rubaniny a rozložení po výbuchové energii v okolí vývrtnu.

Vstupními údaji jsou:

- vlastnosti rozpojované horniny – pevnost v tlaku, měrná objemová hmotnost apod.,

- parametry odstřelu – rozteče, záběr, průměr vývrtu, trhavina, délka ucpávky, délka vrtu, časování rozbušek a ostatní parametry.

Výstupním údajem je graf, který představuje zrnitostní křivku fragmentace odstřelu, kde na ose y je procentuální zastoupení a ose x velikost fragmentu kamene. A graf rozložené po výbuchové energie v okolí vývrtu.

V programu Paradigm je možné porovnávat různá vrtná schémata, při použití různého druhu trhavin za předpokladu stejného časování vývrtů.

Analýze v programu Paradigm jsem se zaměřil na odvození nových parametrů CO od parametrů stávajících, neboli nové parametry CO odvodím od současné metodiky TP v KL, která je ověřena a spolehlivě funguje z hlediska ideální distribuce po výbuchové energie trhaviny v rozpojovaném skalním masivu.

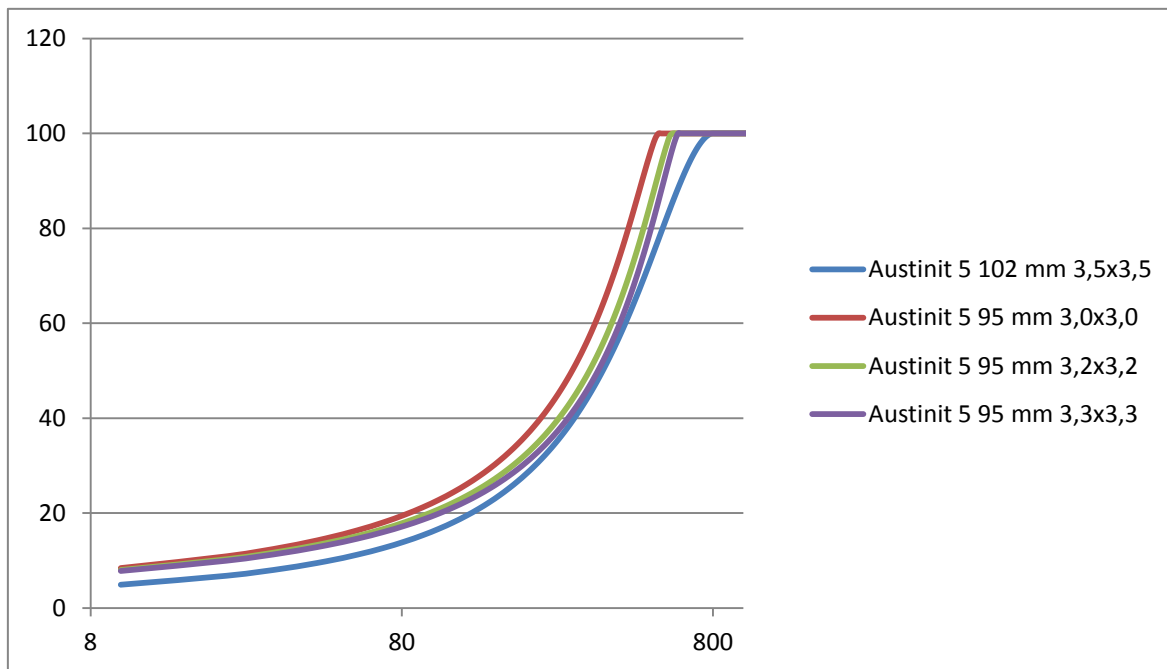
V analýze Blast Fragmentation modelu jsem graficky porovnal výsledky zrnitostních křivek současné metodiky TP s výsledky odstřelu pro tři nové varianty TP :

1. trhaviny Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm
2. trhaviny Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm
3. trhaviny Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm

Pomocí analýzy jsem odvodil optimální rozteč vývrtů pro nové tři varianty TP tak, aby fragmentace rozvalu a distribuce po výbuchové energie u nově navržených variant byla co nejvíce podobná současně používané metodice TP v KL. Přičemž současnou metodikou myslím, použití trhaviny Austinit 5 do průměru vývrtů 102 mm a rozteče vývrtů 3,5 m x 3,5 m. Tímto způsobem jsem navrhnul novou metodiku TP, za předpokladu zachování stejného podílu nadrozměrných kusů v rubanině. [11]

8.1. Grafická analýza zrnitostní křivky rozvalu varianta 1. Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm

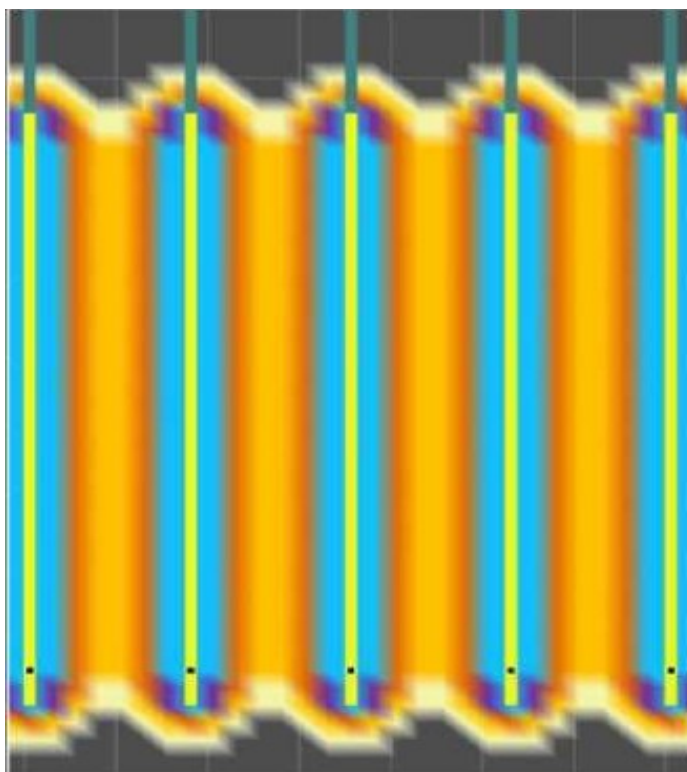
Graf č. 2 Zrnitostní křivka varianty 1 [6]



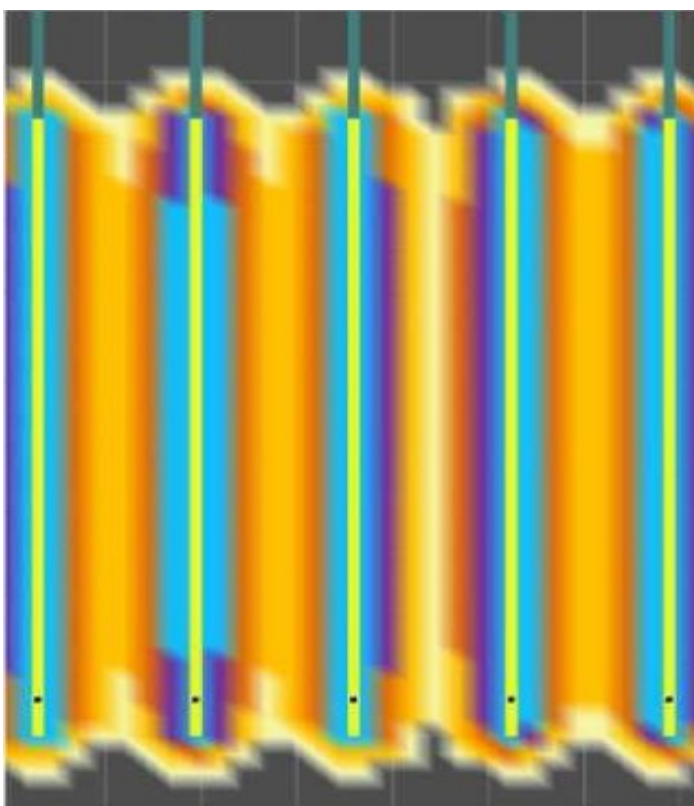
Z grafu je patrné, že pro variantu 1 má největší podobnost se současně používanou metodikou fialová křivka, **proto volím pro variantu č. 1 rozteče vývrtu 3,3 m x 3,3 m.**

Pro kontrolu uvádím i grafické porovnání, rozložení po výbuchové energii v okolí vývrtů, které je taktéž velmi podobné.

Graf č. 3 Austinit 5, 102 mm, 3,5 m x 3,5 m [6]

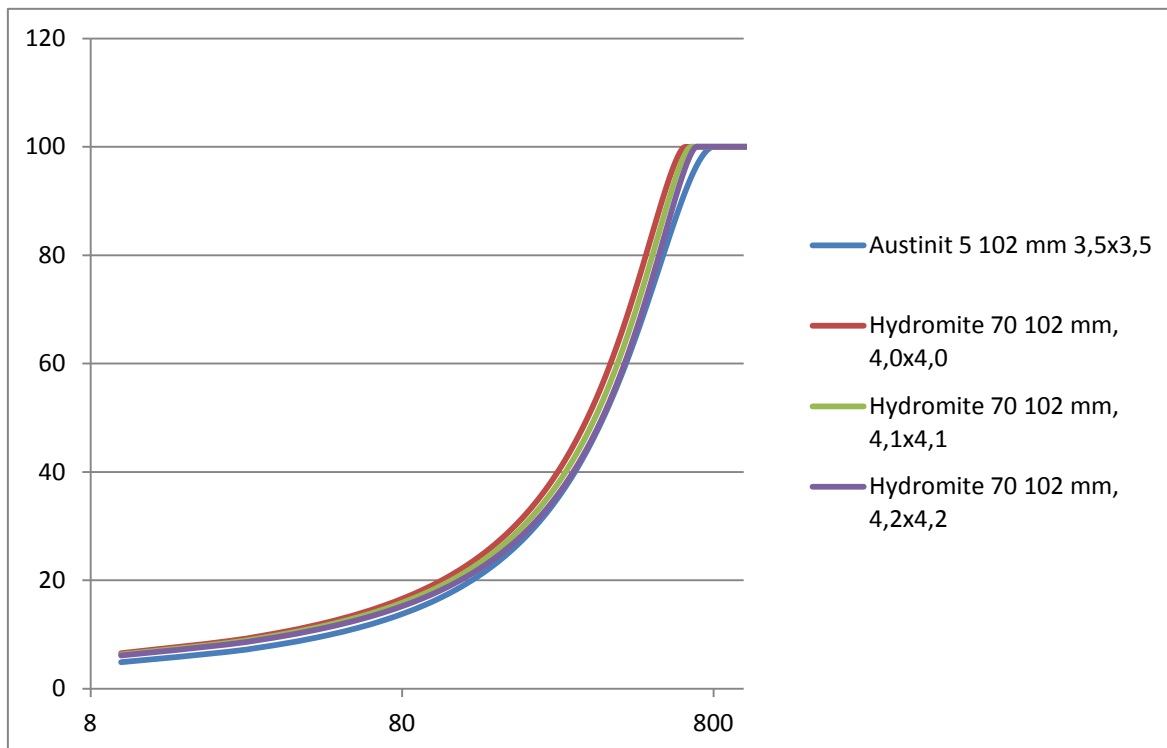


Graf č. 4 Austinit 5, 95 mm, 3,3 m x 3,3 m [6]



8.2. Grafická analýza zrnitostní křivky rozvalu variantu 2. Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm

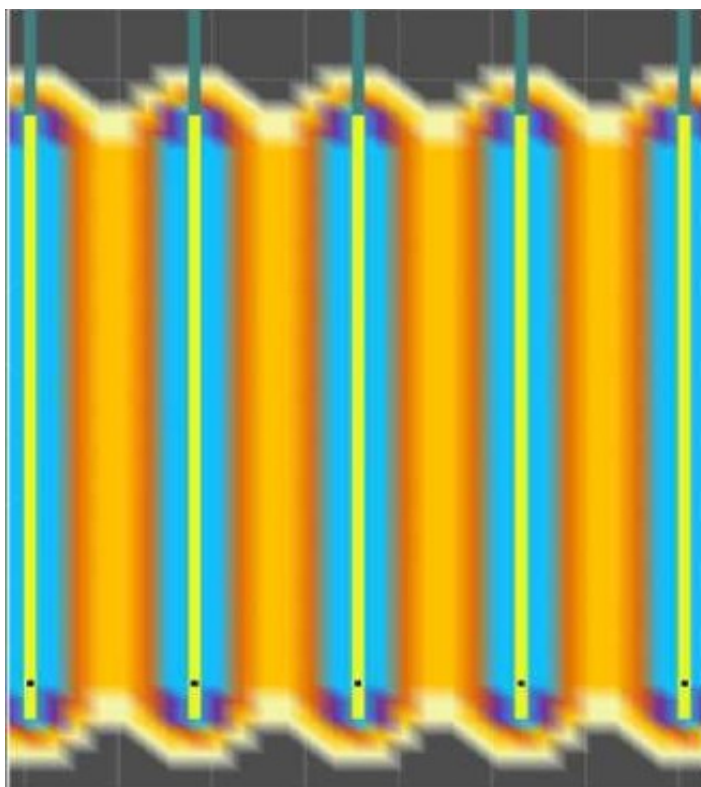
Graf č. 5 Zrnitostní křivka varianty 2 [6]



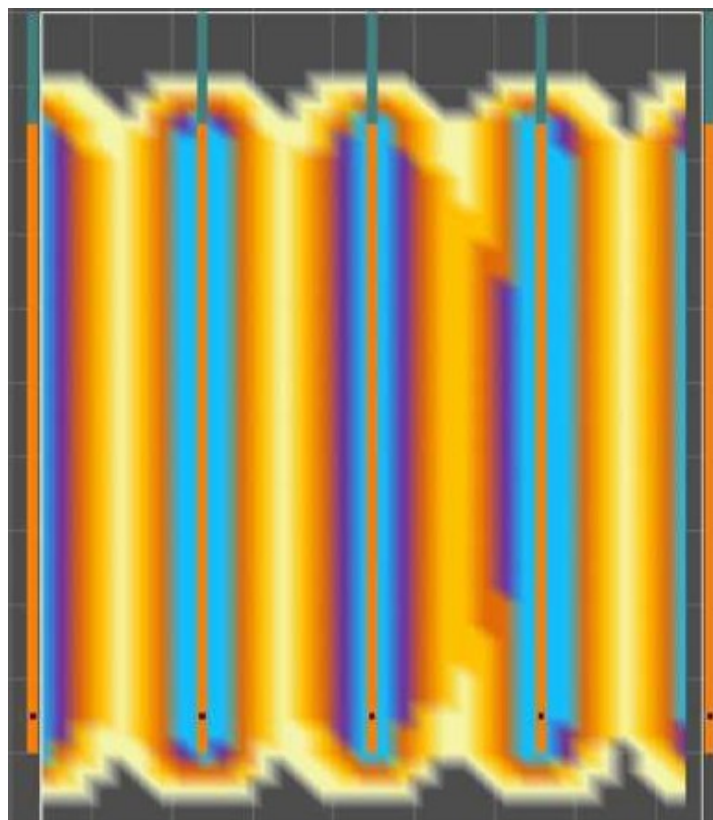
Z grafu je patrné, že pro variantu 2 má největší podobnost se současně používanou metodikou fialová křivka, **proto volím pro variantu č. 2 rozteče vývrtu 4,2 m x 4,2 m.**

Pro kontrolu uvádím i grafické porovnání, rozložení po výbuchové energii v okolí vývrtů, které je taktéž velmi podobné.

Graf č. 6 Austinit 5, 102 mm, 3,5 m x 3,5 m [6]

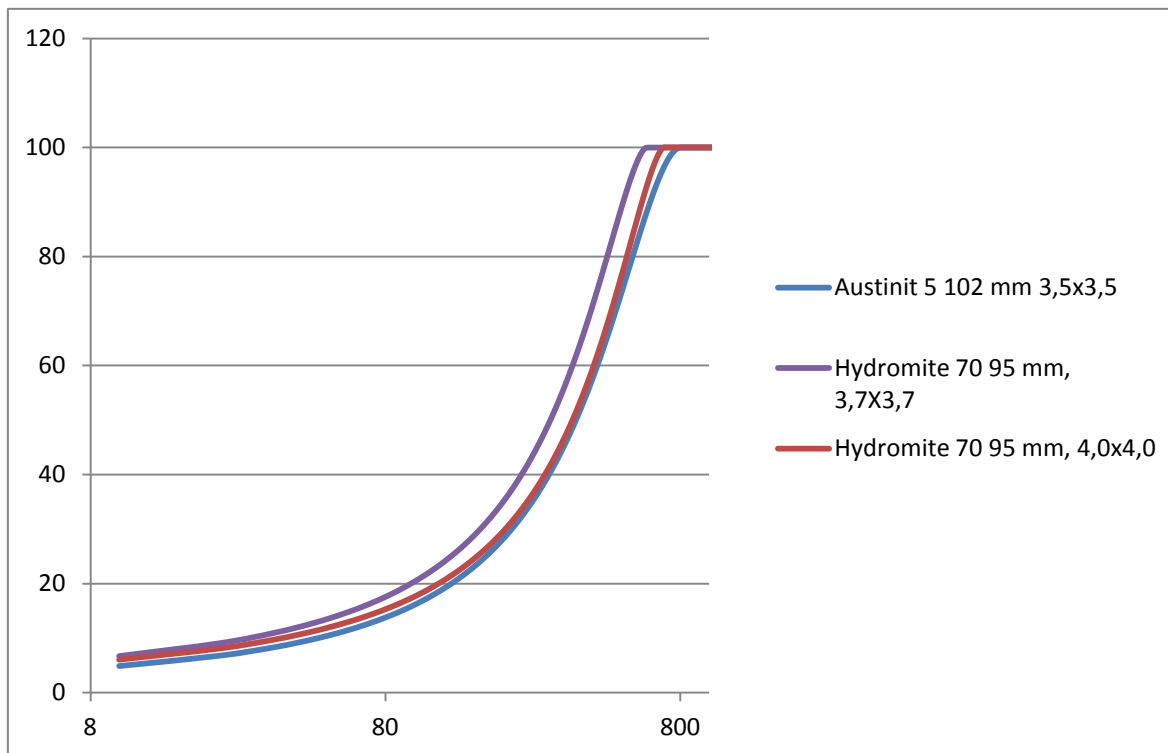


Graf č. 7 Hydromite 70, 102 mm, 4,2 m x 4,2 m [6]



8.3. Grafická analýza zrnitostní křivky rozvalu varianty 3. Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm

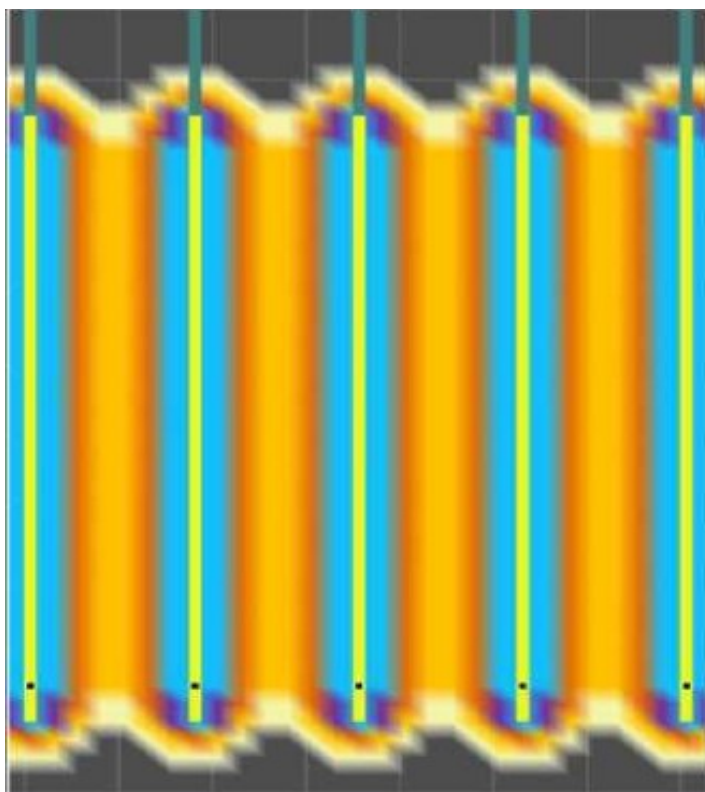
Graf č. 8 Zrnitostní křivka varianty 3 [6]



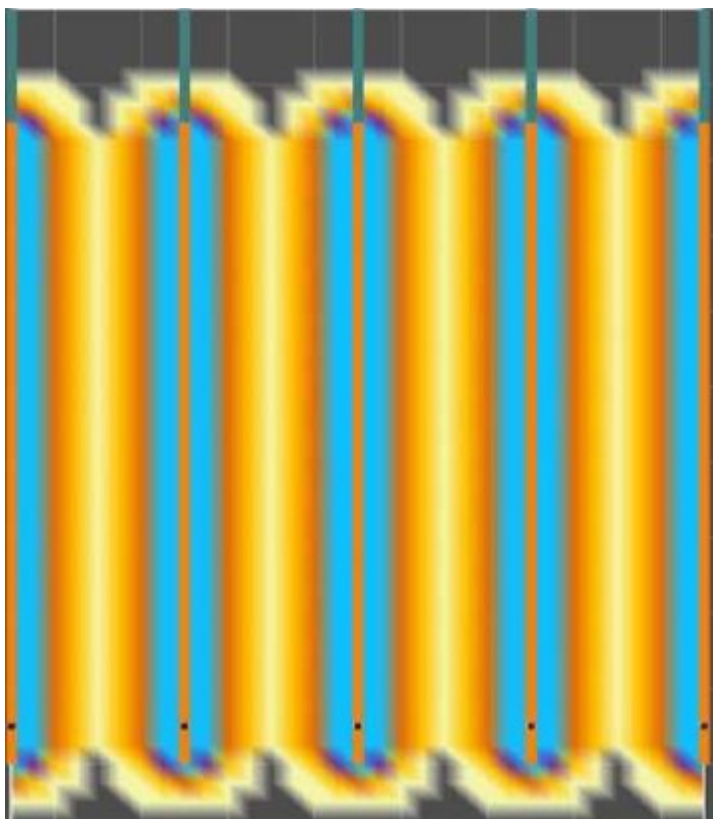
Z grafu je patrné, že pro variantu 3 má největší podobnost se současně používanou metodikou červená křivka, **proto volím pro variantu č. 3 rozteče vývrtů 4 m x 4 m.**

Pro kontrolu uvádím i grafické porovnání, rozložení po výbuchové energii v okolí vývrtů, které je taktéž velmi podobné.

Graf č. 9 Austinit 5, 102 mm, 3,5 m x 3,5 m [6]



Graf č. 10 Hydromite 70, 95 mm, 4 m x 4 m [6]



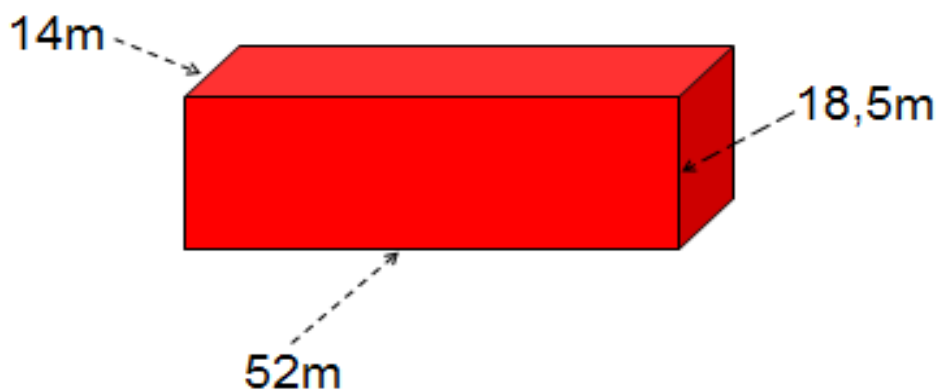
9. VÝPOČET MNOŽSTVÍ SKALNÍHO PÍSKU V ROZVALU VZHLEDEM K NOVÉ METODICE TP

9.1. Varianta 1 (trhavina Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm pro rozteče vývrtu 3,3m x 3,3 m)

Pro výpočet množství SK byla použita stejná metodika výpočtu, jako v předchozí kapitole č. 7.

Výpočet bude opět vycházet z průměrných parametrů realizovaných CO v kamenolomu Luleč viz tabulka č. 7.

Jako příklad uvažujeme skalní masiv o hmotnosti cca 35 000 t = 13 360 m³ objemu horniny odpovídajícímu tvaru kvádru o rozměrech viz obr. č. 28, který bude rozpojen pomocí realizace CO ve 3 řadách vývrtů a parametrech CO.



Obrázek č. 28: Skalní masiv [Zdroj: vlastní]

Pro průměr vývrtu 95 mm

$$R = 3,3 \text{ m}$$

$$a = 3,3 \text{ m}$$

$$b = 3,3 \text{ m}$$

$$H = 18,5 \text{ m}$$

Výpočet počtu potřebných vývrtů k rozpojení masivu.

$$V_v = \frac{V_1 + V_2 + V_3}{3} \quad V_1 = R \cdot H \cdot a \quad V_2 = V_3 = b \cdot H \cdot a \quad (15)$$

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

V_1 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 1. řadě [m^3]

V_2 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 2. řadě [m^3]

V_3 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 3. řadě [m^3]

R ... záběr 1. řady [m]

b ... záběr 2. řady a řad následujících [m]

H ... výška lomové stěny [m]

a ... rozteče vývrtů v řadě [m]

Q_v ... objemová hmotnost horniny [$t \cdot m^{-3}$]

$$V_1 = 3,3 \cdot 18,5 \cdot 3,3 = 201 \text{ m}^3$$

$$V_2 = 3,3 \cdot 18,5 \cdot 3,3 = 201 \text{ m}^3$$

$$V_3 = 3,3 \cdot 18,5 \cdot 3,3 = 201 \text{ m}^3$$

$$V_v = \frac{201 + 201 + 201}{3} = 201 \text{ m}^3$$

Výpočet počtu vývrtů

$$P_v = \frac{V}{V_v \cdot Q_v} \quad (16)$$

P_v ... celkový počet vývrtů

V ... rozpojovaný objem horniny [t]

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

Q_v ... objemová hmotnost horniny [$t \cdot m^{-3}$]

$$P_v = \frac{35\,000}{201 \cdot 2,63}$$

$$P_v = 66$$

Pak tedy množství vzniklého SK je rovno:

$$V_{sk} = P_v \cdot V_v \cdot Q_v, \quad (17)$$

$$V_v = L_n \cdot \frac{\pi \cdot P_t^2}{4} + \frac{\pi \cdot P_t^3}{6} + \frac{\pi \cdot \emptyset_v^2}{4} \cdot (U - r_c) \quad (18)$$

$$L_n = \frac{H}{\sin(\varphi)} + P_r - U \quad (19)$$

V_{sk} ... množství skalního písku [t]

V_v ... objem skalního písku vzniklého z jednoho vývrtu [m^3]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m], $L_n = 18,5$ m

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5$ m

U ... ucpávka, $U = 2,5$ m

P_r ... převrtávka, $P_r = 1,2$ m

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

V_{sk} ... celkové množství SK v rozvalu po rozpojení masivu [t]

P_v ... celkový počet vývrtů, $P_v = 66$

V_v ... objem skalního písku vytvořeného jedním vývrtem [m^3]

Q_v ... objemová hmotnost horniny, $Q_v = 2,63$ [$t \cdot m^{-3}$]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m]

$L_n = H/\sin(70^\circ) + \text{vývrtu } 20,5 \text{ m} - \text{ucpávka } 2,5 \text{ m} = 18,5 \text{ m}$

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

P_t ... průměr pásma tříštění, $P_t = 2 \cdot r_c$ viz tabulka č. 5

r_c ... poloměr pásma tříštění, $r_c = 0,1125$ m

$$V_v = 18,5 \cdot \frac{3,14 \cdot (0,1125 \cdot 2)^2}{4} + \frac{3,14 \cdot (0,1125 \cdot 2)^3}{6} + \frac{3,14 \cdot (0,095)^2}{4} \cdot (2,5 - 0,1125)$$

$$V_v = 18,5 \cdot 0,04 + 0,006 + 0,007 \cdot 2,388$$

$$V_v = 0,74 + 0,006 + 0,017$$

$$V_v = 0,763 \text{ m}^3$$

$$V_{sk} = 66 \cdot 0,763 \cdot 2,63$$

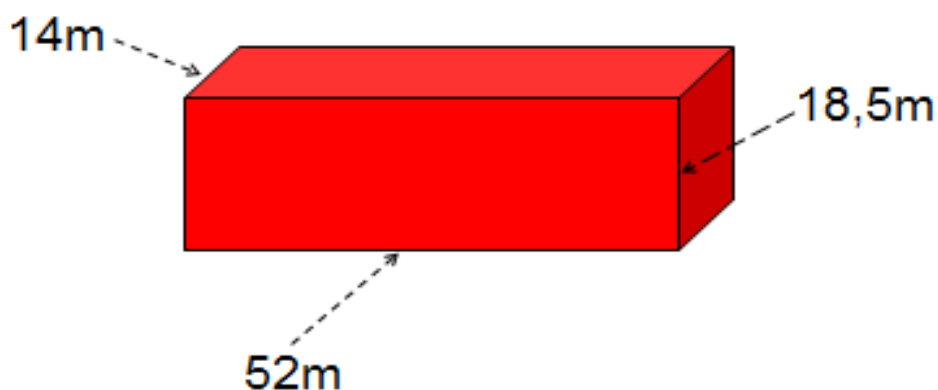
$$V_{sk} = 132,5 \text{ t} = \text{zhruba } 0,38 \% \text{ z celkové hmotnosti skalního masivu}$$

9.2. Varianta 2 (trhavina Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm pro rozteče vývrtu 4,2 m x 4,2 m)

Pro výpočet množství SK byla použita stejná metodika výpočtu, jako v předchozí kapitole č. 7.

Výpočet bude opět vycházet z průměrných parametrů realizovaných CO v kamenolomu Luleč viz tabulka č. 7.

Jako příklad uvažujeme skalní masiv o hmotnosti cca 35 000 t = 13 360 m³ objemu horniny odpovídajícímu tvaru kvádru o rozměrech viz obr. č. 29, který bude rozpojen pomocí realizace CO ve 3 řadách vývrtů a parametrech CO.



Obrázek č. 29: Skalní masiv [Zdroj:vlastní]

Pro průměr vývrtu 102 mm

$$R = 4,2 \text{ m}$$

$$a = 4,2 \text{ m}$$

$$b = 4,2 \text{ m}$$

$$H = 18,5 \text{ m}$$

Výpočet počtu potřebných vývrtů k rozpojení masivu.

$$V_v = \frac{V_1 + V_2 + V_3}{3} \quad V_1 = R \cdot H \cdot a \quad V_2 = V_3 = b \cdot H \cdot a \quad (20)$$

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

V_1 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 1. řadě [m^3]

V_2 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 2. řadě [m^3]

V_3 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 3. řadě [m^3]

R ... záběr 1. řady [m]

b ... záběr 2. řady a řad následujících [m]

H ... výška lomové stěny [m]

a ... rozteče vývrtů v řadě [m]

Q_v ... objemová hmotnost horniny [$t \cdot m^{-3}$]

$$V_1 = 4,2 \cdot 18,5 \cdot 4,2 = 326 \text{ m}^3$$

$$V_2 = 4,2 \cdot 18,5 \cdot 4,2 = 326 \text{ m}^3$$

$$V_3 = 4,2 \cdot 18,5 \cdot 4,2 = 326 \text{ m}^3$$

$$V_v = \frac{326 + 326 + 326}{3} = 326 \text{ m}^3$$

Výpočet počtu vývrtů

$$P_v = \frac{V}{V_v \cdot Q_v} \quad (21)$$

P_v ... celkový počet vývrtů

V ... rozpojovaný objem horniny [t]

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

Q_v ... objemová hmotnost horniny [$t \cdot m^{-3}$]

$$P_v = \frac{35\,000}{326 \cdot 2,63}$$

$$P_v = 41$$

Pak tedy množství vzniklého SK je rovno:

$$V_{sk} = P_v \cdot V_v \cdot Q_v, \quad (22)$$

$$V_v = L_n \cdot \frac{\pi \cdot P_t^2}{4} + \frac{\pi \cdot P_t^3}{6} + \frac{\pi \cdot \emptyset_v^2}{4} \cdot (U - r_c) \quad (23)$$

$$L_n = \frac{H}{\sin(\varphi)} + P_r - U \quad (24)$$

V_{sk} ... množství skalního písku [t]

V_v ... objem skalního písku vzniklého z jednoho vývrtu [m^3]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m], $L_n = 18,5$ m

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5$ m

U ... ucpávka, $U = 2,5$ m

P_r ... převrtávka, $P_r = 1,2$ m

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

V_{sk} ... celkové množství SK v rozvalu po rozpojení masivu [t]

P_v ... celkový počet vývrtů, $P_v = 41$

V_v ... objem skalního písku vytvořeného jedním vývrtem [m^3]

Q_v ... objemová hmotnost horniny, $Q_v = 2,63$ [$t \cdot m^{-3}$]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m]

$L_n = H/\sin(70^\circ) + \text{vývrtu } 20,5 \text{ m} - \text{ucpávka } 2,5 \text{ m} = 18,5 \text{ m}$

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

P_t ... průměr pásma tříštění, $P_t = 2 \cdot r_c$ viz tabulka č. 5

r_c ... poloměr pásma tříštění, $r_c = 0,211$ m

$$V_v = 18,5 \cdot \frac{3,14 \cdot (0,211 \cdot 2)^2}{4} + \frac{3,14 \cdot (0,211 \cdot 2)^3}{6} + \frac{3,14 \cdot (0,102)^2}{4} \cdot (2,5 - 0,211)$$

$$V_v = 18,5 \cdot 0,14 + 0,039 + 0,008 \cdot 2,289$$

$$V_v = 2,59 + 0,039 + 0,018$$

$$V_v = 2,65 \text{ m}^3$$

$$V_{sk} = 41 \cdot 2,65 \cdot 2,63$$

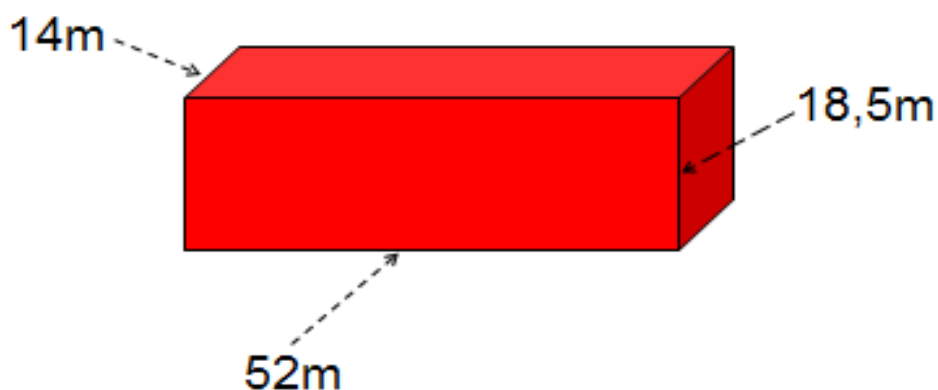
$$V_{sk} = 285,8 \text{ t} = \text{zhruba } 0,82 \% \text{ z celkové hmotnosti skalního masivu}$$

9.3.Varianta 2 (trhavina Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm pro rozteče vývrtu 4 m x 4 m)

Pro výpočet množství SK byla použita stejná metodika výpočtu, jako v předchozí kapitole č. 7.

Výpočet bude opět vycházet z průměrných parametrů realizovaných CO v kamenolomu Luleč viz tabulka č. 7.

Jako příklad uvažujeme skalní masiv o hmotnosti cca 35 000 t = 13 360 m³ objemu horniny odpovídajícímu tvaru kvádru o rozměrech viz obr. č. 30, který bude rozpojen pomocí realizace CO ve 3 řadách vývrtů a parametrech CO.



Obrázek č. 30: Skalní masiv [Zdroj: vlastní]

Pro průměr vývrtu 95 mm

$R = 4 \text{ m}$

$a = 4 \text{ m}$

$b = 4 \text{ m}$

$H = 18,5 \text{ m}$

Výpočet počtu potřebných vývrtů k rozpojení masivu.

$$V_v = \frac{V_1 + V_2 + V_3}{3} \quad V_1 = R \cdot H \cdot a \quad V_2 = V_3 = b \cdot H \cdot a \quad (25)$$

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

V_1 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 1. řadě [m^3]

V_2 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 2. řadě [m^3]

V_3 ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem v 3. řadě [m^3]

R ... záběr 1. řady [m]

b ... záběr 2. řady a řad následujících [m]

H ... výška lomové stěny [m]

a ... rozteče vývrtů v řadě [m]

Q_v ... objemová hmotnost horniny [$t \cdot m^{-3}$]

$$V_1 = 4 \cdot 18,5 \cdot 4 = 296 \text{ m}^3$$

$$V_2 = 4 \cdot 18,5 \cdot 4 = 296 \text{ m}^3$$

$$V_3 = 4 \cdot 18,5 \cdot 4 = 296 \text{ m}^3$$

$$V_v = \frac{296 + 296 + 296}{3} = 296 \text{ m}^3$$

Výpočet počtu vývrtů

$$P_v = \frac{V}{V_v \cdot Q_v} \quad (26)$$

P_v ... celkový počet vývrtů

V ... rozpojovaný objem horniny [t]

V_v ... objem rozpojené horniny jedním vývrtem [m^3]

Q_v ... objemová hmotnost horniny [$t \cdot m^{-3}$]

$$P_v = \frac{35\,000}{296 \cdot 2,63}$$

$$P_v = 45$$

Pak tedy množství vzniklého SK je rovno:

$$V_{sk} = P_v \cdot V_v \cdot Q_v, \quad (27)$$

$$V_v = L_n \cdot \frac{\pi \cdot P_t^2}{4} + \frac{\pi \cdot P_t^3}{6} + \frac{\pi \cdot \emptyset_v^2}{4} \cdot (U - r_c) \quad (28)$$

$$L_n = \frac{H}{\sin(\varphi)} + P_r - U \quad (29)$$

V_{sk} ... množství skalního písku [t]

V_v ... objem skalního písku vzniklého z jednoho vývrtu [m^3]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m], $L_n = 18,5$ m

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5$ m

U ... ucpávka, $U = 2,5$ m

P_r ... převrtávka, $P_r = 1,2$ m

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

V_{sk} ... celkové množství SK v rozvalu po rozpojení masivu [t]

P_v ... celkový počet vývrtů, $P_v = 45$

V_v ... objem skalního písku vytvořeného jedním vývrtem [m^3]

Q_v ... objemová hmotnost horniny, $Q_v = 2,63$ [$t \cdot m^{-3}$]

L_n ... délka nabyté části vývrtů [m]

$L_n = H/\sin(70^\circ) + \text{vývrtu } 20,5 \text{ m} - \text{ucpávka } 2,5 \text{ m} = 18,5 \text{ m}$

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

P_t ... průměr pásma tříštění, $P_t = 2 \cdot r_c$ viz tabulka č. 5

r_c ... poloměr pásma tříštění, $r_c = 0,186$ m

$$V_v = 18,5 \cdot \frac{3,14 \cdot (0,186 \cdot 2)^2}{4} + \frac{3,14 \cdot (0,186 \cdot 2)^3}{6} + \frac{3,14 \cdot (0,095)^2}{4} \cdot (2,5 - 0,186)$$

$$V_v = 18,5 \cdot 0,11 + 0,027 + 0,007 \cdot 2,314$$

$$V_v = 2,035 + 0,027 + 0,016$$

$$V_v = 2,078 \text{ m}^3$$

$$V_{sk} = 45 \cdot 2,078 \cdot 2,63$$

$$V_{sk} = 245,9 \text{ t} = \text{zhruba } 0,70 \% \text{ z celkové hmotnosti skalního masivu}$$

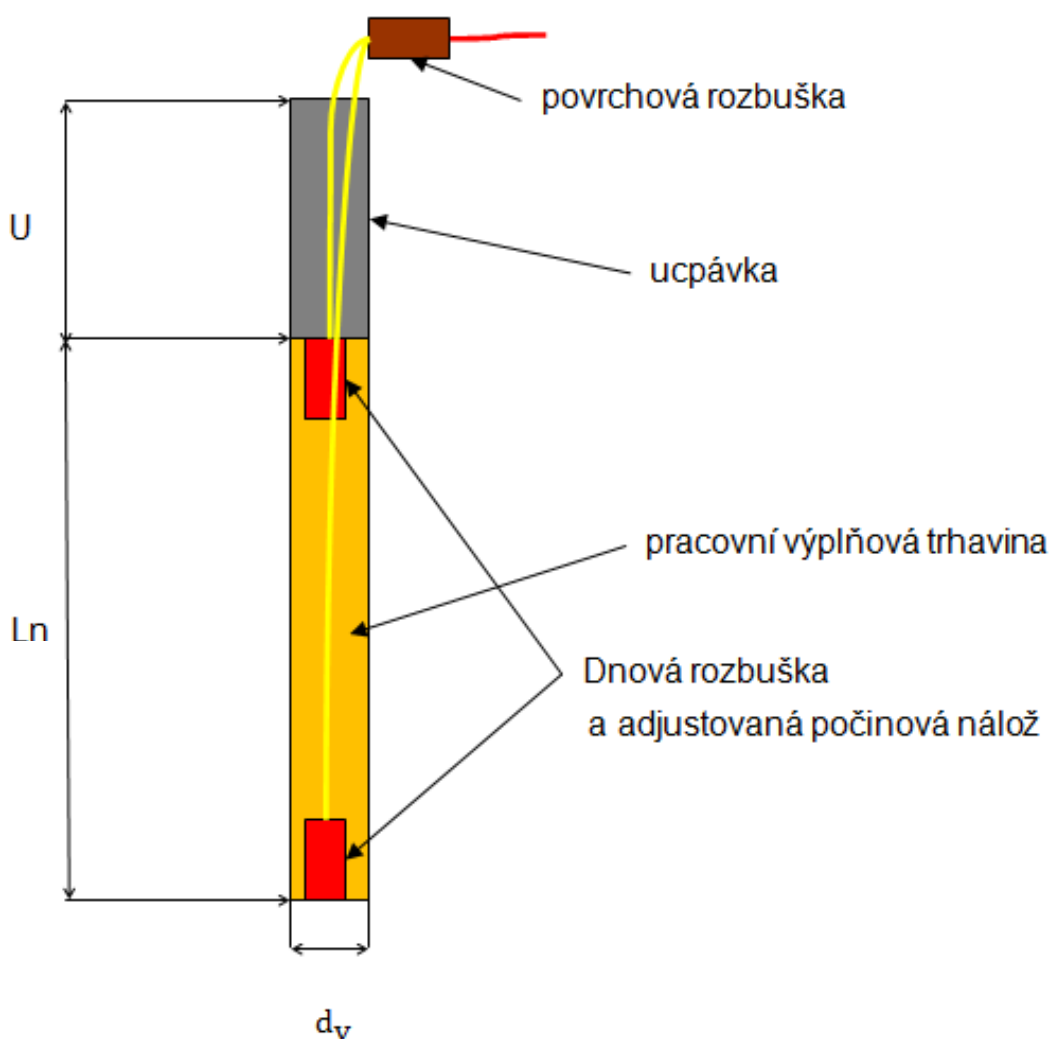
10. EKONOMICKÉ VYHODNOCENÍ

Ekonomické výsledky metodiky trhacích prací jsou především vyjádřeny finanční hodnotou:

- trhavin,
- rozněcovadel,
- navrtaných metrů,
- lidské práce.

Jinými slovy náklady, které bylo nutné vynaložit pro realizaci clonového odstřelu.

Pro ekonomické vyhodnocení je tedy nutné vypočítat množství trhavin, rozněcovadel, vrtných prací a lidské práce, které bylo použito pro realizaci odstřelu.



Obrázek č. 31: Schéma nabíjení vývrtu [Zdroj: vlastní]

10.1. Ekonomické vyhodnocení současné metodiky TP v KL za použití trhavin Austinit5

Výpočet hmotnosti trhavin pro nabití jednoho vývrtu

Množství počínové nálože Austrogel P1: $2 \times 2,5 = 5 \text{ kg}$

Množství pracovní výplňové trhavin Austinit 5: $Nv = p \cdot Ln$ (30)

Výpočet hmotnosti nálože trhavin v 1 bm vývrtu „p“

$$p = \frac{\pi \cdot d_v^2}{4} \cdot \delta$$
 (31)

$$Ln = \frac{H}{\sin(\varphi)} + Pr - U$$
 (32)

Nv ... hmotnost nálože ve vývrtu [kg]

Ln ... délka nabyté části vývrtu [m]

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

U ... ucpávka, $U = 2,5 \text{ m}$

Pr ... převrtávka, $Pr = 1,2 \text{ m}$

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5 \text{ m}$

p ... hmotnost nálože trhavin v 1 m vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-1}$]

δ ... náložová hustota trhavin ve vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$], $\delta = 750 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$

d_v ... průměr vývrtu [m]

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

Pro sypkou trhavinu Austinit 5 do vývrtu Ø102 mm platí:

$$p = \frac{\pi \cdot 0,102^2}{4} \cdot 750 = 6,2 \text{ kgm}^{-1}$$

$$Ln = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2 - 2,5 = 18,38 \approx 18,5 \text{ m}$$

$$Nv = 6,2 \cdot 18,5 = 114,7 \approx 115 \text{ kg}$$

Výpočet celkové hmotnosti trhaviny pro odstřel

$$N_c = N_v \cdot P_v \quad (33)$$

N_c ... celková hmotnost nálože [kg]

P_v ... celkový počet vývrtů pro odstřel, $P_v = 58$, viz kapitola č. 7

Množství počinové nálože Austrogel P1: $N_c = 5 \cdot 58 = 290 \text{ Kg}$

Množství pracovní výplňové trhaviny Austinit 5: $N_c = 115 \cdot 58 = 6670 \text{ Kg}$

Výpočet množství rozněcovadel pro jeden vývrt

Ze schématu nabíjení vývrtu je patrné, že na jeden vývrt je zapotřebí:

- 2 dnové rozbušky INDETSHOCK MS 25/50
- 1 povrchová rozbuška SHOCKSTAR SURFACE

Výpočet celkového množství rozněcovadel pro odstřel

INDETSHOCK MS 25/50 = $2 \cdot 58 = 116 \text{ ks}$

SHOCKSTAR SURFACE = $1 \cdot 58 = 58 \text{ ks}$

Výpočet množství navrtaných metrů pro jeden vývrt

$$L_v = \frac{H}{\sin(\varnothing)} + P_r \quad (34)$$

$$L_v = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2$$

$$L_v = 20,88 \approx 20,5 \text{ m}$$

Výpočet celkového množství navrtaného metru

$$L_v \cdot P_v = 20,5 \cdot 58 = 1189 \text{ m}$$

Výpočet lidské práce nutné pro realizaci odstřelu

Lidskou prací je v podstatě nabíjecí servis ve složení: technického vedoucího odstřelu, střelmistra a potřebného počtu pomocníků, kteří zajišťují přípravu a realizaci odstřelu. Množství lidské práce je přímo úměrné množství rozpojených tun materiálu.

Vyhodnocení finančních nákladů clonového odstřelu realizovaných současnou metodikou TP, dle standardních obchodních cen.			
Průměr vývrtů 102 mm			
	cena za [kg]	množství v [kg]	Výsledná cena [Kč]
Austrogel P1	44	290	12 760
Austinit 5	18,5	6 690	123 765
Celkem		6 980	135 525
	cena za kus	počet kusů	Výsledná cena (Kč)
INDETSOCK			
MS 25/50 21m	112	58	6 496
INDETSOCK			
MS 25/50 6m	54,5	58	3 161
SHOCKSTAR			
SURFACE			
4,8m	53,5	58	3 103
Celkem		174	12 760
	navrtné metry		
Vrtání	cena za 1 m	[m]	Výsledná cena [Kč]
Celkem	140	1 189	166 460
	cena za rozpojenou t	kubatura [t]	Výsledná cena [Kč]
Nabíjecí servis	0,5	35 000	17 500
Výkon TVO	1	35 000	35 000
Celkem	1,5	35 000	52 500
Výsledná celková cena [Kč]			367 245
Cena trhavin, rozbušek za rozpojenou t. bez vrtání (Kč/t)			4,24
Cena služby TVO + NV za rozpojenou tunu (Kč/t)			1,5
Cena TP bez vrtání (Kč/t)			5,74
Cena vrtání za rozpojenou tunu (Kč/t)			4,76
Celková cena TP za rozpojenou tunu			10,49 Kč

10.2. Ekonomické vyhodnocení varianty 1 trhavinu Austinit 5 do průměru vývrt 95 mm a roztečí vývrtů 3,3 m x 3,3 m

Výpočet hmotnosti trhavin pro nabití jednoho vývrtu

Množství počínové nálože Austrogel P1: $2 \times 2,5 = 5 \text{ kg}$

Množství pracovní výplňové trhavin Austinit 5: $Nv = p \cdot Ln$ (35)

Výpočet hmotnosti nálože trhavin v 1 bm vývrtu „p“

$$p = \frac{\pi \cdot d_v^2}{4} \cdot \delta \quad (36)$$

$$Ln = \frac{H}{\sin(\varphi)} + Pr - U \quad (37)$$

Nv ... hmotnost nálože ve vývrtu [kg]

Ln ... délka nabyté části vývrtu [m]

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

U ... ucpávka, $U = 2,5 \text{ m}$

Pr ... převrtávka, $Pr = 1,2 \text{ m}$

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5 \text{ m}$

p ... hmotnost nálože trhavin v 1 m vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-1}$]

δ ... náložová hustota trhavin ve vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$], $\delta = 750 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$

d_v ... průměr vývrtu [m]

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

Pro sypkou trhavinu Austinit 5 do vývrtu Ø102 mm platí:

$$p = \frac{\pi \cdot 0,095^2}{4} \cdot 750 = 5,3 \text{ kgm}^{-1}$$

$$Ln = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2 - 2,5 = 18,38 \approx 18,5 \text{ m}$$

$$Nv = 5,3 \cdot 18,5 = 98,05 \approx 98 \text{ kg}$$

Výpočet celkové hmotnosti trhaviny pro odstřel

$$N_c = N_v \cdot P_v \quad (38)$$

N_c ... celková hmotnost nálože [kg]

P_v ... celkový počet vývrtů pro odstřel, $P_v = 66$, viz kapitola č. 7

Množství počinové nálože Austrogel P1: $N_c = 5 \cdot 66 = 330$ kg

Množství pracovní výplňové trhaviny Austinit 5: $N_c = 98 \cdot 66 = 6468$ kg

Výpočet množství rozněcovadel pro jeden vývrt

Ze schématu nabíjení vývrtu je patrné, že na jeden vývrt je zapotřebí:

- 2 dnové rozbušky INDETSHOCK MS 25/50
- 1 povrchová rozbuška SHOCKSTAR SURFACE

Výpočet celkového množství rozněcovadel pro odstřel

INDETSHOCK MS 25/50 = $2 \cdot 66 = 132$ ks

SHOCKSTAR SURFACE = $1 \cdot 66 = 66$ ks

Výpočet množství navrtaných metrů pro jeden vývrt

$$L_v = \frac{H}{\sin(\varnothing)} + P_r \quad (39)$$

$$L_v = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2$$

$$L_v = 20,88 \approx 20,5 \text{ m}$$

Výpočet celkového množství navrtaného metru

$$L_v \cdot P_v = 20,5 \cdot 66 = 1189 \text{ m}$$

Výpočet lidské práce nutné pro realizaci odstřelu

Lidskou prací je v podstatě nabíjecí servis ve složení: technického vedoucího odstřelu, střelmistra a potřebného počtu pomocníků, kteří zajišťují přípravu a realizaci odstřelu. Množství lidské práce je přímo úměrné množství rozpojených tun materiálu.

Vyhodnocení finančních nákladů clonového odstřelu realizovaných současnou metodikou TP, dle standardních obchodních cen.			
Průměr vývrtů 95 mm			
	cena za [kg]	množství v [kg]	Výsledná cena [Kč]
Austrogel P1	44	330	14 520
Austinit 5	18,5	6 468	119 658
Celkem		6 798	134 178
	cena za kus	počet kusů	Výsledná cena (Kč)
INDETSOCK			
MS 25/50 21m	112	66	7 392
INDETSOCK			
MS 25/50 6m	54,5	66	3 597
SHOCKSTAR			
SURFACE			
4,8m	53,5	66	3 531
Celkem		198	14 520
	navrtné metry		
Vrtání	cena za 1 m	[m]	Výsledná cena [Kč]
Celkem	140	1 353	189 420
	cena za rozpojenou t	kubatura [t]	Výsledná cena [Kč]
Nabíjecí servis	0,5	35 000	17 500
Výkon TVO	1	35 000	35 000
Celkem	1,5	35 000	52 500
Výsledná celková cena [Kč]			390 618
Cena trhavin, rozbušek za rozpojenou t bez vrtání (Kč/t)			4,25
Cena služby TVO + NV za rozpojenou tunu (Kč/t)			1,5
Cena TP bez vrtání (Kč/t)			5,75
Cena vrtání za rozpojenou tunu (Kč/t)			5,41
Celková cena TP za rozpojenou tunu			11,16 Kč

10.3. Ekonomické vyhodnocení varianty 2 trhavin Hydromite 70 do průměru vývrt 102 mm a roztečí vývrtů 4,2 m x 4,2 m

Výpočet hmotnosti trhavin pro nabití jednoho vývrtu

Množství počínové nálože Austrogel P1: $2 \times 2,5 = 5 \text{ kg}$

Množství pracovní výplňové trhavin Hydromite 70: $Nv = p \cdot Ln$ (40)

Výpočet hmotnosti nálože trhavin v 1 m vývrtu „p“

$$p = \frac{\pi \cdot d_v^2}{4} \cdot \delta \quad (41)$$

$$Ln = \frac{H}{\sin(\varphi)} + Pr - U \quad (42)$$

Nv ... hmotnost nálože ve vývrtu [kg]

Ln ... délka nabyté části vývrtu [m]

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

U ... ucpávka, $U = 2,5 \text{ m}$

Pr ... převrtávka, $Pr = 1,2 \text{ m}$

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5 \text{ m}$

p ... hmotnost nálože trhavin v 1 m vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-1}$]

δ ... náložová hustota trhavin ve vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$], $\delta = 1100 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$

d_v ... průměr vývrtu [m]

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

Pro emulzní trhavinu Hydromite 70 do vývrtu Ø102 mm platí:

$$p = \frac{\pi \cdot 0,102^2}{4} \cdot 1100 = 8,99 \text{ kgm}^{-1}$$

$$Ln = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2 - 2,5 = 18,38 \approx 18,5 \text{ m}$$

$$Nv = 8,99 \cdot 18,5 = 166,31 \approx 167 \text{ kg}$$

Výpočet celkové hmotnosti trhaviny pro odstřel

$$N_c = N_v \cdot P_v \quad (43)$$

N_c ... celková hmotnost nálože [kg]

P_v ... celkový počet vývrtů pro odstřel, $P_v = 41$, viz kapitola č. 7

Množství počinové nálože Austrogel P1: $N_c = 5 \cdot 41 = 205$ kg

Množství pracovní výplňové trhaviny Hydromite 70: $N_c = 167 \cdot 41 = 6\,847$ kg

Výpočet množství rozněcovadel pro jeden vývrt

Ze schématu nabíjení vývrtu je patrné, že na jeden vývrt je zapotřebí:

- 2 dnové rozbušky INDETSHOCK MS 25/50
- 1 povrchová rozbuška SHOCKSTAR SURFACE

Výpočet celkového množství rozněcovadel pro odstřel

INDETSHOCK MS 25/50 = $2 \cdot 41 = 82$ ks

SHOCKSTAR SURFACE = $1 \cdot 41 = 41$ ks

Výpočet množství navrtaných metrů pro jeden vývrt

$$L_v = \frac{H}{\sin(\varphi)} + P_r \quad (44)$$

$$L_v = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2$$

$$L_v = 20,88 \approx 20,5 \text{ m}$$

Výpočet celkového množství navrtaného metru

$$L_v \cdot P_v = 20,5 \cdot 58 = 840,5 \text{ m}$$

Výpočet lidské práce nutné pro realizaci odstřelu

Lidskou prací je v podstatě nabíjecí servis ve složení: technického vedoucího odstřelu, střelmistra a potřebného počtu pomocníků, kteří zajišťují přípravu a realizaci odstřelu. Množství lidské práce je přímo úměrné množství rozpojených tun materiálu.

Vyhodnocení finančních nákladů clonového odstřelu realizovaných současnou metodikou TP, dle standardních obchodních cen.			
Průměr vývrtů 102 mm			
	cena za [kg]	množství v [kg]	Výsledná cena [Kč]
Austrogel P1	44	205	9 020
Hydromite 70	20,9	6 847	143 102
Celkem		6 980	152 122
	cena za kus	počet kusů	Výsledná cena (Kč)
INDETSOCK			
MS 25/50 21m	112	41	4 592
INDETSOCK			
MS 25/50 6m	54,5	41	2 234,5
SHOCKSTAR			
SURFACE 4,8m	53,5	41	2 193,5
Celkem		123	9 020
	navrtné metry		
Vrtání	cena za 1 m	[m]	Výsledná cena [Kč]
Celkem	140	840,5	117 670
	cena za rozpojenou t	kubatura [t]	Výsledná cena [Kč]
Nabíjecí servis	0,5	35 000	17 500
Výkon TVO	1	35 000	35 000
Celkem	1,5	35 000	52 500
Výsledná celková cena [Kč]			331 312
Cena trhavin, rozbušek za rozpojenou t. bez vrtání (Kč/t)			4,60
Cena služby TVO + NV za rozpojenou tunu (Kč/t)			1,5
Cena TP bez vrtání (Kč/t)			6,1
Cena vrtání za rozpojenou tunu (Kč/t)			3,36
Celková cena TP za rozpojenou tunu			9,47 Kč

10.4. Ekonomické vyhodnocení varianty 3 trhavin Hydromite 70 do průměru vývrt 95 mm a roztečí vývrtů 4 m x 4 m

Výpočet hmotnosti trhavin pro nabití jednoho vývrtu

Množství počínové nálože Austrogel P1: $2 \times 2,5 = 5 \text{ kg}$

Množství pracovní výplňové trhavin Hydromite 70: $Nv = p \cdot Ln$ (45)

Výpočet hmotnosti nálože trhavin v 1 m vývrtu „p“

$$p = \frac{\pi \cdot d_v^2}{4} \cdot \delta \quad (46)$$

$$Ln = \frac{H}{\sin(\varphi)} + Pr - U \quad (47)$$

Nv ... hmotnost nálože ve vývrtu [kg]

Ln ... délka nabyté části vývrtu [m]

φ ... vrtný úhel, $\varphi = 70^\circ$

U ... ucpávka, $U = 2,5 \text{ m}$

Pr ... převrtávka, $Pr = 1,2 \text{ m}$

H ... výška lomové stěny, $H = 18,5 \text{ m}$

p ... hmotnost nálože trhavin v 1 m vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-1}$]

δ ... náložová hustota trhavin ve vývrtu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$], $\delta = 1100 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$

d_v ... průměr vývrtu [m]

π ... Ludolfovo číslo, $\pi = 3,14$

Pro emulzní trhavinu Hydromite 70 do vývrtu Ø95 mm platí:

$$p = \frac{\pi \cdot 0,095^2}{4} \cdot 1100 = 7,8 \text{ kg} / \text{m}$$

$$Ln = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2 - 2,5 = 18,38 \approx 18,5 \text{ m}$$

$$Nv = 7,8 \cdot 18,5 = 144,3 \approx 144,5 \text{ kg}$$

Výpočet celkové hmotnosti trhaviny pro odstřel

$$N_c = N_v \cdot P_v \quad (48)$$

N_c ... celková hmotnost nálože [kg]

P_v ... celkový počet vývrtů pro odstřel, $P_v = 45$, viz kapitola č. 7

Množství počinové nálože Austrogel P1: $N_c = 5 \cdot 45 = 225$ kg

Množství pracovní výplňové trhaviny Hydromite 70: $N_c = 144,5 \cdot 45 = 6\,502,5$ kg

Výpočet množství rozněcovadel pro jeden vývrt

Ze schématu nabíjení vývrtu je patrné, že na jeden vývrt je zapotřebí:

- 2 dnové rozbušky INDETSHOCK MS 25/50
- 1 povrchová rozbuška SHOCKSTAR SURFACE

Výpočet celkového množství rozněcovadel pro odstřel

INDETSHOCK MS 25/50 = $2 \cdot 45 = 90$ ks

SHOCKSTAR SURFACE = $1 \cdot 45 = 45$ ks

Výpočet množství navrtaných metrů pro jeden vývrt

$$L_v = \frac{H}{\sin(\varphi)} + P_r \quad (49)$$

$$L_v = \frac{18,5}{\sin(70)} + 1,2$$

$$L_v = 20,88 \approx 20,5 \text{ m}$$

Výpočet celkového množství navrtaného metru

$$L_v \cdot P_v = 20,5 \cdot 45 = 922,5 \text{ m}$$

Výpočet lidské práce nutné pro realizaci odstřelu

Lidskou prací je v podstatě nabíjecí servis ve složení: technického vedoucího odstřelu, střelmistra a potřebného počtu pomocníků, kteří zajišťují přípravu a realizaci odstřelu. Množství lidské práce je přímo úměrné množství rozpojených tun materiálu.

Vyhodnocení finančních nákladů clonového odstřelu realizovaných současnou metodikou TP, dle standardních obchodních cen.			
Průměr vývrtů 95 mm			
	cena za [kg]	množství v [kg]	Výsledná cena [Kč]
Austrogel P1	44	225	9 900
Hydromite 70	20,9	6 502,5	135 902
Celkem		6 727,5	145 802
	cena za kus	počet kusů	Výsledná cena (Kč)
INDETSOCK			
MS 25/50 21m	112	45	5 040
INDETSOCK			
MS 25/50 6m	54,5	45	2 452,5
SHOCKSTAR			
SURFACE 4,8m	53,5	45	2 407,5
Celkem		135	9 900
	navrtné metry		
Vrtání	cena za 1 m	[m]	Výsledná cena [Kč]
Celkem	140	922,5	129 150
	cena za rozpojenou t	kubatura [t]	Výsledná cena [Kč]
Nabíjecí servis	0,5	35 000	17 500
Výkon TVO	1	35 000	35 000
Celkem	1,5	35 000	52 500
Výsledná celková cena [Kč]			337 352
Cena trhavin, rozbušek za rozpojenou t bez vrtání (Kč/t)			4,45
Cena služby TVO + NV za rozpojenou tunu (Kč/t)			1,5
Cena TP bez vrtání (Kč/t)			5,95
Cena vrtání za rozpojenou tunu (Kč/t)			3,69
Celková cena TP za rozpojenou tunu			9,64 Kč

10.5. Srovnání variant

Tabulka č. 8: Srovnání cen za rozpojenou tunu ve vztahu k množství SK

	Cena za rozpojenou t [Kč]	Množství SK [%]
Současná varianta	10,49 Kč	0,44 %
Varianta č. 1	11,16 Kč	0,38 %
Varianta č. 2	9,47 Kč	0,82 %
Varianta č. 3	9,64 Kč	0,70 %

V tabulce č. 8 vidíme cenu za rozpojenou tunu (jak u současně používané metodiky, tak u tří nově navrhovaných variant) a procentuální vyjádření množství vzniklého skalního písku po provedení TP.

Varianta č. 1 se vyznačuje nejmenším množstvím vzniklého SK, ale za cenu vyšších nákladů na rozpojenou tunu. Varianty č. 2 a č. 3 se naopak vyznačují nižší cenou za rozpojenou tunu, ale množství vzniklého SK písku je naopak vyšší. Z tabulky je patrné, že současně používaná varianta k provádění TP je z pohledu poměru mezi cenou za rozpojenou tunu materiálu a množstvím vzniklého SK nejlogičtější variantou.

11. ZÁVĚR

Záměrem mé disertační práce bylo navržení optimálního postupu realizace trhacích prací v kamenolomu Luleč, a tím snížit produkci skalního písku v rozvalu se zachováním nízkého podílu nadrozměrného kamene. Z hlediska současného rozvoje stavebního průmyslu je poptávka po vysoce kvalitativních stavebních materiálech stále větší. V souvislosti s těmito aspekty je nezbytné flexibilně reagovat na požadavky trhu a zároveň udržovat hospodárné a odborné vydobyví ložiska, v čemž investice do rozvoje trhacích prací zajišťují významnou podporu.

Optimální fragmentace rozvalu nebo velikost kamene je subjektivní záležitostí a závisí na konečném použití těžného kamene, typu a velikosti zařízení, které se používá pro následnou těžbu, nakládku a zpracování kamene. Při nadměrné velikosti fragmentace v rozvalu dochází k velkému opotřebení těžebních a dopravních strojů včetně úpravárenské technologie jako jsou drtiče a jejich drtící plochy. Pokud se odstřelem nedocílí vhodné fragmentace je pro následné zpracování rubaniny z rozvalu nutné použít druhotné rozpojování nadrozměrných kusů kamene pomocí hydraulických kladiv. Rubanina z rozvalu s nevhodnou fragmentací je pro těžební mechanizmy obtížněji těžitelná, při nakládce klade větší odpor a dochází k většímu opotřebení těžební techniky včetně nárůstu spotřeby pohonných hmot nebo elektrické energie nutné pro provoz těžby. Velikost těžného kamene velmi ovlivňuje také výkon úpravárenské linky. Je tedy zřejmé, že čím je velikost kamene v rozvalu nižší, tím vzroste i výkon primárního drtiče. Což významně zvyšuje výrobu kamenolomu. Investice do kvalitně provedených trhacích prací se rozhodně vyplatí, protože náklady na zpracování obtížně těžitelného rozvalu se zvýšenou velikostí fragmentace mnohonásobně převyšují náklady na realizaci kvalitního odstřelu a zpomalují výrobu drceného kameniva.

Disertační práce byla rozčleněna na část teoretickou a na část s praktickými výpočty. V teoretické části je popsána geologie ložiska kamenolomu Luleč, optimální fragmentace rozvalu, mechanismus rozpojování materiálů výbuchem a rovněž bylo definováno stanovení zóny tříštění. Před navržením nové metodiky trhacích prací a samotnými výpočty množství skalního písku v rozvalu u jednotlivých variant je popsán současný stav metodiky realizace trhacích prací v kamenolomu Luleč, včetně parametrů realizovaných clonových odstřelů. Podstata návrhu nové metodiky spočívala ve stanovení nových parametrů CO na základě analýzy a predikce pravděpodobného výsledku CO

v programu Paradigm. Na tomto základě byly odvozeny tři varianty TP, které byly následně po výpočtech množství SK v rozvalu ekonomicky vyhodnoceny a porovnány se současnou variantou TP.

Výsledky, současně používané metodiky TP a nově navržené metodiky TP v kamenolomu Luleč, byly mezi sebou porovnány a vyhodnoceny i po stránce ekonomiky nákladů potřebných k realizaci TP. Z výsledků vyplívá, že při použití varianty č. 1 vzniká nejméně SK, ale náklady na rozpojenou tunu jsou nejvyšší. V této variantě vidím veliký potenciál především do budoucna, kdy by se vlivem nových technologií mohly snížit náklady na rozpojenou tunu a současně by byl zachován nízký podíl vzniklého SK. U variant č. 2 a č. 3 je cena za rozpojenou tunu nejnižší, ale množství vzniklého skalního písku a nejvyšší. Proto je z pohledu poměru mezi cenou za rozpojenou tunu materiálu a množstvím vzniklého SK nejlogičtější současně používaná varianta.

PUBLIKACE AUTORA

Donocik, J., Slobodník, M., Mikoláš, M., Mokrošová, A., Křivánek, P.: HYDROTHERMAL ALTERATION OF LIMESTONES – ANALYSIS OF THE DISTRIBUTION AND DOCUMENTATION OF THEIR OCCURRENCE AT THE MOKRÁ DEPOSIT. 16th Internacional Multidisciplinary Scientific Geoconference SGEM 2016: 30 June -6, July, 2016, Albena, Bulgaria: conference proceedings. Volume I, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. s: 249-256, ISSN: 1314-2704, ISBN: 978-619-7105-55-1. DOI: 10.5593/sgem2016B12

Křivánek, P., Mikoláš, M., **Donocik, J.**, Kala, V.: BLAST RESULTS / EXPLOSIVE ENERGY IMPROVEMENT BASED ON DETONATOR TIMING ACCURACY INCREMENT. 16th Internacional Multidisciplinary Scientific Geoconference SGEM 2016: 30 June -6, July, 2016, Albena, Bulgaria: conference proceedings. Volume II, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. s: 107, ISSN: 1314-2704, ISBN: 978-619-7105-56-8.

Zimák, J., Štelcl, J., Dalajková, K., **Donocik, J.**, Kopecká, L.: CHEMISMUS HORNIN MACOŠSKÉHO A LÍŠEŇSKÉHO SOUVRSTVÍ VE VELKOLOMU MOKRÁ (MORAVSKÝ KRAS). In Acta mus. Moraviae, Sci. geol. 2016. s: 45-63, ISSN: 1211-8796.

Minařík, M. M., Sachová, P., Landecká, A., Kratochvíl, M., **Donocik, J.**, Bednařík, Z. 2017: VYVŘELÁ HORNINA „PODHŮRIT“. Zprávy Vlastivědného muzea v Olomouci, 313, CD příloha. ISSN 1212-1134.

Donocik, J., Slobodník, M., Mikolas, M., Křivánek, P., Sachová, P., Abrahámovský, J. 2017: HYDROTHERMÁLNÍ ALTERACE VÁPENCŮ NA LOŽISKU MOKRÁ. Zprávy Vlastivědného muzea v Olomouci, 313, CD příloha. ISSN 1212-1134.

SEZNAM POUŽITÉ LITERATURY

1. DOJČÁR, O., HORKÝ, J., KOŘÍNEK, R.: Trhacia technika. Ostrava: Montanex, 1996. 421 s. ISBN 80-85780-96-0.
2. Plán otvírky, přípravy a dobývání v dobývacím prostoru Luleč. BÁŇSKÝ INŽENÝRING OLOMOUC, s. r. o., Olomouc, 2001. Zakázkové č. 121/2001-Ko
3. HEJL, V.: Kamenolom Luleč: Technologický postup trhacích prací velkého rozsahu, Brno, 2001.
4. HEJL, V.: Kamenolom Luleč: Generální projekt trhacích prací velkého rozsahu, Brno, 2001.
5. Fotoarchiv společnosti Austin Powder Service CZ, s. r. o.
6. Interní materiály společnosti Austin Powder Service CZ, s. r. o.
7. ELMAN, Jiří. Anglicko-český a česko-anglický hornický slovník. Praha: Sobotáles, 2000. ISBN 80-85920-64-6.
8. PRAVDA, V., BĚTÍK, J. Trhací práce v hornictví, stavebnictví a speleologii. Jesenice u Prahy: Montanika, 2010. ISBN 978-80-254-8542-2.
9. MÜNCNER, E.: Příručka pre strelmajstrov a technických vedúcich odstrelav, Banská Bystrica: 2011. ISBN 80-968748-4-5
10. EXNER, K., HORKÝ, J.: Trhací práce a ražení důlních děl. Vysoká škola báňská v Ostravě, Hornicko-geologická fakulta, 1976.
11. ESEN S., ONEDERRA, I., H. A. BILGIN; Modelling the size of the crushing zone around a blasthole

Internetové zdroje

12. Austin Detonator [online]. [cit. 2016-04-24, 2018-01-10]. Dostupné na: <http://www.austin.cz/>

SEZNAM PŘÍLOH

Příloha č. 1 – Ceník společnosti Austin Powder Service CZ, s. r. o.

PŘÍLOHA č. 1: Ceník společnosti Austin Powder Service CZ, s. r. o.

Ceník Austin Powder Service CZ s.r.o.

Platnost 1.1.2018 - 30.6.2018



Trhavin

Typ trhaviny	Obchodní název	Standardní dimenze	Mj	Cena (Kč/mj)
Trhavin pro spec. použití	APB Booster 500	(50 mm/500g)	ks	100,00
	NKG-500 P1	(50 mm/500g)	ks	96,00
Želatinované důlní skalní	Austrogel P	(D_65 mm/2 500 g; D_80 mm/3 125g)	kg	46,00
	Austrogel P	(D_28mm/200 g)	kg	54,00
	Perunit E	(D_65 mm/2 500 g)	kg	45,00
Emulzní náložkované	Hydromite 1	(D_65 mm/3 125 g; D_75 mm/3 500 g)	kg	34,00
	Emulex 1	(D_65 mm/3 000 g)	kg	38,00
	Emulex 2+	(D_65 mm/3 125 g)	kg	42,00
Emulzní čerpatelná	Hydromite 70	Nabíjecí vůz do 3 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	22,50
	Hydromite 70	Nabíjecí vůz od 3 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	20,90
	Hydromite 70 AI	Nabíjecí vůz do 3 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	25,10
	Hydromite 70 AI	Nabíjecí vůz od 3 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	23,50
	Hydromite 100	Nabíjecí vůz do 3 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	24,60
	Hydromite 100	Nabíjecí vůz od 3 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	23,00
Sypké důlní skalní a povrchové	Austinit 3 ECO	(sypaná v pytlích po 25 kg s 3% práškového AL)	kg	22,00
Sypká povrchová	Austinit	sypaná v pytlích po 25 kg	kg	19,50
	Austinit 5	Nabíjecí vůz od 2 000 kg - cena nezahrnuje dopravu	kg	18,50
Bleskovice	Startline 12	(cívky po 150 m)	m	9,70
Ostatní	Cívka s DT	(cívky po 400 m)	ks	1400,00

Poznámka:

- 1) Ceny jsou uvedeny bez DPH v paritě EXW sklad Austin Powder Service CZ s. r. o.
- 2) Dodací lhůta je 2 - 6 týdnů od potvrzení objednávky, položky označené zelenou barvou bývají skladem
- 3) Ceny trhavín, které nejsou součástí ceníku budou stanoveny dohodou

4) Dodavatel si vyhrazuje právo změnit podmínky ceníku

Ceník Austin Powder Service CZ s.r.o.

Platnost 1.1.2018 - 30.6.2018

Elektrické rozbušky

Druh dutinky Al dutinka
Druh vodičů Cu, A 0,50 mm

Typ rozbušek	0-S	DEM-S	DED-S	DEP-S
2 m			29,00	30,00
3 m	30,00	33,50		
4 m			36,50	36,00
6 m	40,00	45,00		
8 m	47,00	54,00		
15 m	83,00	91,00		
20 m	101,00	107,00		
25 m	119,00	128,00		
30 m	139,00	148,00		



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Druh dutinky Al dutinka
Druh vodičů Fe

Typ rozbušek	DEM-S
3 m	36,00
10 m	62,00
15 m	87,00
22 m	110,00

! Délka vodiče Fe 3m bude dodána pouze při objednání 500 a více ks (vždy celé balení, pro každý stupeň zvlášť), jinak bude účtována přírážka 20%

!! Délka vodiče Fe 15m bude dodána pouze při objednání 300 a více ks (vždy celé balení, pro každý stupeň zvlášť), jinak bude účtována přírážka 20%

Poznámka:

- 1) Ceny jsou uvedeny bez DPH v paritě EXW sklad Austin Powder Service CZ s. r. o.
- 2) Dodací lhůta je 4 - 8 týdnů od potvrzení objednávky, položky označené **zelenou barvou** bývají skladem
- 3) Uvedené ceny jsou platné pro základní balení, při požadavku na dodávku nestandardního balení bude účtován manipulační poplatek ve výši 20% základní ceny celé nestandardně zabalené dodávky. *V případě, že spolu s rozbuškami bude na odstřel dodáno i min. 1000 kg trhavin, nedude tento manipulační poplatek uplatňován.*
- 4) Ceny rozbušek s jinými než výše uvedenými délkami vodičů a jinými stupni než # 0 - 21 budou stanoveny dohodou
- 5) U komodit které nebývají skladem lze objednat pouze celé expediční balení (5 vnitřních krabiček)

6) Dodavatel si vyhrazuje právo změnit podmínky ceníku

Ceník Austin Powder Service CZ s.r.o.

Platnost 1.1.2018 - 30.6.2018



Neelektrické rozbušky

Typ rozbušek	Shockstar Surface	Indetshock MS	Shockstar Dual
3,60 m	52,00	48,00	
4,80 m	55,00	52,00	97,00
6,00 m	60,00	56,00	101,00
7,80 m	72,00	65,00	106,00
9,00 m	77,00	70,00	111,00
12,00 m		81,00	114,00
15,00 m		93,00	125,00
18,00 m		106,00	135,00
21,00 m		116,00	147,00
24,00 m		132,00	156,00
27,00 m		143,00	166,00
30,00 m	187,00	155,00	176,00
50,40 m	390,00		
100,00 m	635,00		

Poznámka:

- 1) Ceny jsou uvedeny bez DPH v paritě EXW sklad Austin Powder Service CZ s. r. o.
- 2) Dodací lhůta je 4 - 8 týdnů od potvrzení objednávky, položky označené **zelenou barvou** bývají skladem
- 3) Uvedené ceny jsou platné pro základní balení, při požadavku na dodávku nestandardního balení bude účtován manipulační poplatek ve výši 20% základní ceny celé nestandardně zabalené dodávky. *V případě, že spolu s rozbuškami bude na odstřel dodáno i min. 1000 kg trhavín, nedude tento manipulační poplatek uplatňován.*
- 4) Ceny rozbušek s jinými než výše uvedenými délkami vodičů budou stanoveny dohodou
- 5) Dodavatel si vyhrazuje právo změnit podmínky ceníku

Ceník Austin Powder Service CZ s.r.o.

Platnost 1.1.2018 - 30.6.2018



Elektronické rozbušky

Typ rozbušek	E*Star
6 m	350,00
8 m	355,00
10 m	365,00
15 m	405,00
20 m	460,00
25 m	507,00
30 m	560,00

BUS Line 0,8mm

Typ rozbušek	E*Star
200 m	1050,00
500 m	2630,00

Vybavení k elektronickým rozbuškám dle dohody

Leakage Meter LM-2 (E*Star)
Logger DLG1600-CE-100 (E*Star)
Blasting Machine DBM1600-CE-K (E*Star)
Adapter ESCA-1 (E*Star, Banana Plugs)
Adapter ESCA-2 (E*Star)
Mains Charger 110-240V (E*Star)
Car Charger 12V (E*Star)
USB Data Transfer Cable (E*Star)
Pelican Case For Equipment (E*Star)

Poznámka:

- 1) Ceny jsou uvedeny bez DPH v paritě EXW sklad Austin Powder Service CZ s. r. o.
- 2) Dodací lhůta je 4 - 8 týdnů od potvrzení objednávky, položky označené **zelenou barvou** bývají skladem
- 3) Ceny rozbušek s jinými než výše uvedenými délkami vodičů budou stanoveny dohodou
- 4) Dodavatel si vyhrazuje právo změnit podmínky ceníku

Ceník Austin Powder Service CZ s.r.o.

Platnost 1.1.2018 - 30.6.2018



Další služby	Jednotka	Cena (Kč)
Vrtací práce	m	od 140 Kč
Sekundární rozpojování	mth	od 1 700 Kč
Doprava stroje	km	40 Kč
Nabíjecí servis	1 člověk/odstřel	2 500 Kč

Doprava	Cena (Kč/km)
Doprava rozbušek	19,00
Doprava trhavin v množství do 1 000 kg	21,00
Společná doprava trhavin v množství do 1 000 kg a rozbušek k přímé spotřebě při odstřelu	24,00
Doprava trhavin v množství nad 1 000 kg	36,00
Společná doprava trhavin nad 1 000 kg a rozbušek k přímé spotřebě při odstřelu	36,00
Doprava nabíjecího vozu	40,00

Ostatní ujednání

- 1) Platební podmínka je 30 dní od data vystavení faktury
- 2) Objednávka zaslaná nejméně 5 pracovních dní pře požadovaným datem dodání – cena za přepravu bude kalkulována z nejbližšího skladu společnosti
- 3) Objednávka zaslaná méně jak 5 pracovních dní pře požadovaným datem dodání – cena za přepravu bude kalkulována ze skladu společnosti, kde se nachází dostatečná zásoba

podpis zákazníka